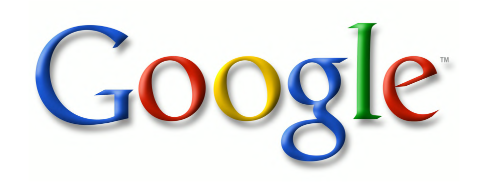
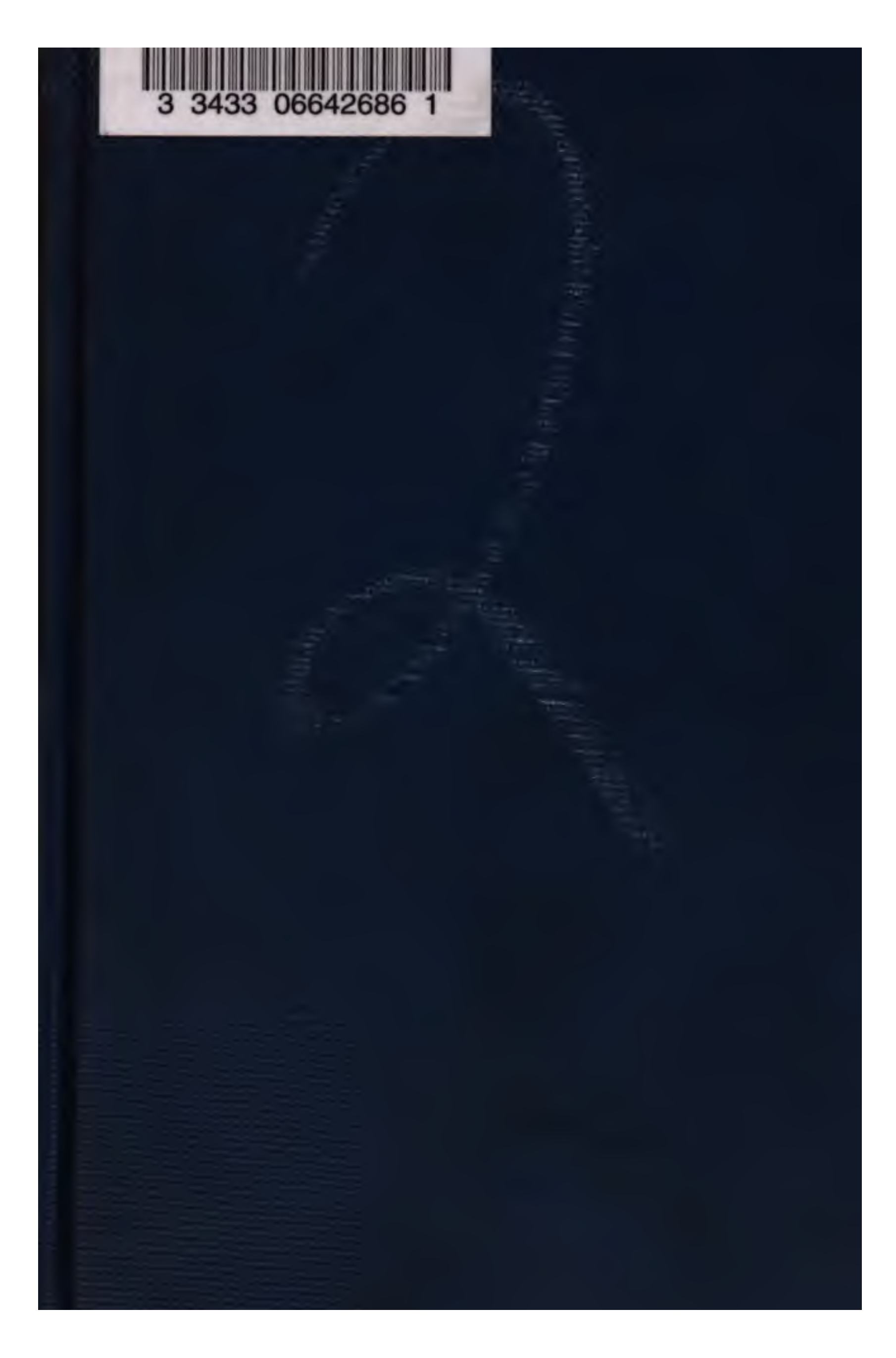
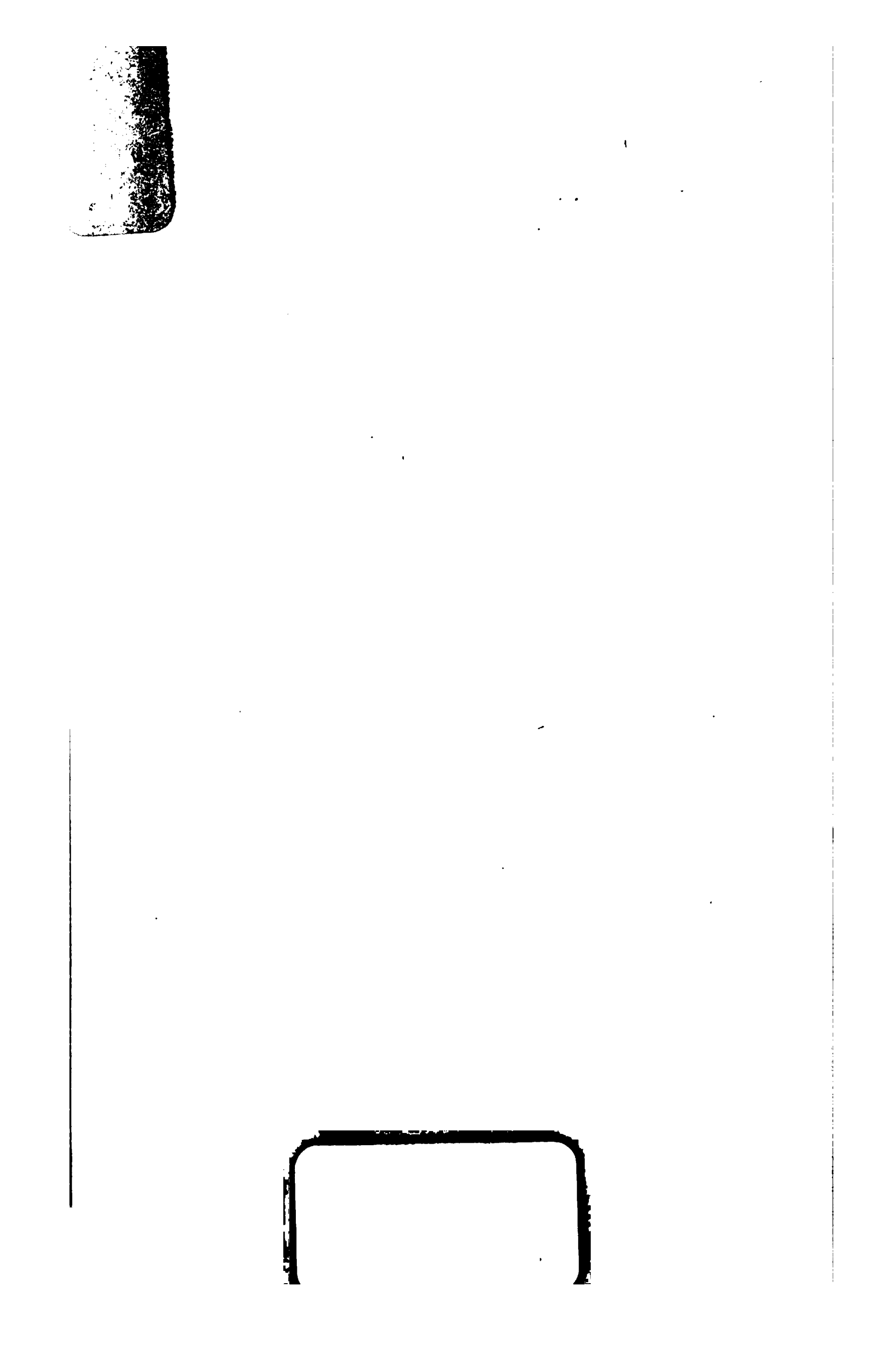






ENCYCLOPÉDIE DE CHIMIE INDUSTRIELLE & DE MÉTALLURGIE

---

# L'OR

PROPRIÉTÉS PHYSIQUES ET CHIMIQUES — GISEMENTS

EXTRACTION

APPLICATIONS — DOSAGE

CHARTRES. — IMP. DURAND.

LÉOPOLD WEILL
INGÉNIEUR CIVIL DES MINES

# L'OR

PROPRIÉTÉS PHYSIQUES ET CHIMIQUES — GISEMENTS
EXTRACTION — APPLICATIONS — DOSAGE

INTRODUCTION DE M. U. LE VERRIER

Ingénieur en chef au Corps des Mines
Professeur de métallurgie au Conservatoire des Arts et Métiers
Professeur de physique à l'École des Mines

*Avec 67 figures intercalées dans le texte*

PROPRIÉTÉS PHYSIQUES ET CHIMIQUES
GISEMENTS
Gisements filoniens — Gisements sédimentaires
Alluvions aurifères
EXTRACTION
APPLICATIONS
Orfèvrerie — Médailles — Monnaies
DOSAGE
Essai des minerais — Essai des alliages

PARIS
LIBRAIRIE J.-B. BAILLIÈRE ET FILS
Rue Hautefeuille, 19, près du boulevard Saint-Germain

1896

# INTRODUCTION

En ce moment où les mines d'or préoccupent tout le monde et où cette industrie est encore si mal connue, ce volume comblera une véritable lacune dans la littérature française. Il n'existe, en effet, chez nous, aucun ouvrage où l'on puisse trouver un ensemble aussi complet de renseignements sur cette matière. Le grand ouvrage de MM. Cumenge et Fuchs, véritable encyclopédie de tout ce qui se rapporte à l'or, a des proportions volumineuses qui le rendent peu accessible au public, et bien qu'il doive toujours rester une source précieuse de documents pour l'ingénieur, les progrès réalisés depuis son apparition le rendent aujourd'hui insuffisant pour celui qui veut connaître l'état actuel de l'industrie. Le livre de M. Weill vient donc le compléter par l'exposé des faits les plus récents, en même temps qu'il offre à tous un résumé des connaissances anciennes, assez bref et clair pour ne pas décourager le lecteur ordinaire, assez précis pour intéresser le savant.

La **première partie** résume les propriétés physiques et chimiques de l'or et de ses combinaisons. On y trouve exposées les recherches scientifiques les plus récentes, notamment celles de M. Roberts-Austen sur les alliages. Je crois devoir y signaler un lapsus que M. Weill eût certainement corrigé si son départ précipité pour l'Afrique australe ne l'avait empêché de

mettre lui-même la dernière main à son livre. Les points de fusion autrefois admis pour l'or et le platine (1250° et 2000°) sont beaucoup trop élevés : tous les physiciens admettent maintenant que l'or fond à 1037° et le platine à 1770° : je ne sais pourquoi les anciens chiffres se perpétuent dans toutes les publications, même les plus sérieuses, comme l'*Annuaire du Bureau des longitudes*.

La seconde partie, très développée, donne la description des principaux gisements d'or connus. Si le Transvaal y occupe une grande place, comme dans les préoccupations du monde financier, aucun pays n'est oublié. Il ne faudrait pas croire, d'après le bruit qui se fait autour des affaires africaines, que tout l'or aujourd'hui nous vienne du continent noir ; il ne fournit que le quart à peu près de la production universelle : l'Australie et l'Amérique en fournissent chacune à peu près autant, et la Sibérie produit la plus grande partie du reste. Les autres parties de l'Asie et l'Europe n'ont qu'une extraction faible : mais ce n'est pas seulement à leur pauvreté naturelle qu'il faut l'attribuer. On verra en parcourant ce chapitre que l'or est répandu un peu partout. Il y a certainement plusieurs régions où cette industrie pourrait se développer davantage, si elle n'était pas négligée et si l'attention des capitalistes n'était pas exclusivement attirée ailleurs. Je suis persuadé, par exemple, que la Hongrie pourrait redevenir, comme dans l'antiquité, un des grands centres de production de l'or : les spéculateurs y trouveraient peut-être moins de gros coups à faire que dans le Transvaal, mais les capitalistes sérieux y auraient aussi moins à risquer. C'est la mode plutôt que la nature qui fait converger toutes nos forces vers l'Afrique australe.

On admet trop facilement que les pays anciennement

connus doivent être épuisés. L'appauvrissement progressif des gîtes d'or est une loi indéniable en principe : on en trouvera les motifs très bien exposés dans ce livre (page 58). Mais est-ce un fait accompli pour les gisements du monde antique ? On peut en douter, et on est même tenté de le nier à priori, quand on considère combien l'extraction est restée faible jusqu'à la fin du moyen âge. Le stock de métaux précieux existant en 1500 représentait à peine la vingtième partie de ce qu'on a extrait depuis : pour l'or en particulier, on l'estime à un million de kilogrammes, c'est, pour l'industrie minière actuelle, la production de quatre ans, et pour l'obtenir les anciens auraient épuisé l'Europe, la moitié de l'Afrique et de l'Asie !

D'ailleurs, cette loi de l'épuisement fatal qu'on invoque pour attribuer aux pays neufs le privilège d'avoir seuls des mines d'or fructueuses, on l'oublie bien vite quand on parle du Transvaal. Là, on raisonne comme si la richesse devait toujours se maintenir dans toute l'étendue des couches dont on a reconnu les affleurements. Cette exception à la règle est loin d'être prouvée. On verra que les meilleurs juges, cités par M. Weill (pages 127 et suivantes), discutent encore sur ce point.

La **troisième partie** est consacrée à l'étude des procédés de traitement. C'est un vaste sujet qui est résumé dans ces 120 pages. Il n'est pas en effet de matière qui comporte des méthodes de préparation plus nombreuses et plus différentes que l'or. A côté des installations mécaniques les plus puissantes, il admet le travail individuel avec un outillage rudimentaire. C'est le métal qui a le plus exercé l'imagination des inventeurs, celui pour lequel on emploie les réactifs les plus coûteux, les appareils les plus variés et les plus complexes ; c'est aussi le seul métal qu'un

ouvrier isolé et armé de quelques outils très simples puisse extraire de son minerai. — C'est par suite le seul dont la valeur ait un rapport direct avec le prix de la journée de l'homme, car le travail, sans installation ni capital, suffit pour tirer de l'or des sables des rivières. A ce point de vue on peut dire que dans tous les pays civilisés l'or a baissé ou que le prix de la journée a monté, car les orpailleurs disparaissent : on n'en voit plus que de rares exemples dans les pays à demi sauvages.

En revanche les grandes exploitations se multiplient et la liste des procédés nouveaux s'allonge chaque jour. On les trouvera méthodiquement classés et nettement résumés dans ce livre. L'auteur y décrit aussi avec détail les procédés les plus récents employés pour l'affinage des alliages.

Ces documents techniques se trouvent complétés dans la **cinquième partie** par la description des méthodes d'essai des minerais et des alliages : on y trouvera l'exposé des derniers travaux sur la question fort importante des pertes qu'entraînent ces essais.

Ce chapitre, qui a été relégué à la fin du livre, ne s'adresse qu'aux spécialistes. Le précédent, au contraire, est de nature à intéresser tous les lecteurs. La **quatrième partie** en effet traite des différents usages de l'or dans l'industrie.

La fabrication des monnaies n'absorbe pas, comme on pourrait le croire, la plus grande partie de l'or produit ; on estime que le quart seulement de l'extraction annuelle est livré à la frappe. Toutefois, ce qui fait apprécier l'or dans la bijouterie, l'orfévrerie, c'est peut-être la facilité de le transformer en monnaie : c'est donc en somme à son rôle monétaire que ce métal doit sa valeur. Cette valeur est purement conventionnelle : les mots de baisse et de hausse de l'or n'ont pas de sens précis.

On ne peut mesurer une quantité qu'en la comparant à une autre de même nature supposée invariable : mais, dans l'ordre économique, la nature ne nous offre aucun étalon fixe. La *valeur* n'est donc pas une qualité mesurable, ou du moins elle n'est pas susceptible de mesures absolues : pour l'apprécier il faut recourir à un étalon arbitraire ; le meilleur qu'on puisse choisir, c'est l'or, qui est accepté à peu près partout, et dont la valeur absolue doit être considérée comme invariable *par définition*.

Si on le compare aux autres marchandises, ses variations relatives ne seront pas les mêmes suivant le point de comparaison qu'on choisira : si on considère la valeur sous un poids déterminé, on peut dire que l'or a haussé relativement à presque toutes les matières usuelles, et qu'il est destiné à hausser encore : tous les métaux, par exemple, ont subi en moyenne une baisse considérable dans la seconde moitié de ce siècle, et ils ne semblent pas avoir de tendance à se relever. Si, au lieu de prendre comme étalon l'unité de poids d'une marchandise, on considère la quantité de marchandises de toute nature consommées par un homme, si on rapporte tout au *prix de la journée*, le seul étalon qui soit, non pas fixe, mais naturel, on trouvera, comme je l'ai déjà dit, que l'or a baissé. Cette baisse doit continuer pendant un certain temps, à mesure que la civilisation s'étendra à de nouveaux pays, car les besoins de l'homme croissent avec les moyens de les satisfaire.

Il n'est pas probable cependant que la surproduction puisse activer cette baisse de manière à provoquer un véritable avilissement, et à compromettre le rôle monétaire de l'or. On évalue le stock monnayé à 20 milliards environ, et il ne s'augmente annuellement que de 250 millions, soit 5,25 0/0 de sa valeur. Il est permis de croire que cet accroissement est plutôt infé-

entre 80 fr. et 140 fr. le kilogramme, et on estime qu'il n'y a qu'un nombre limité de mines pouvant produire ce métal à moins de 120 fr. Le prix de revient de l'or est beaucoup plus variable et son extraction est une industrie beaucoup plus aléatoire. On peut affirmer cependant qu'il existe un très grand nombre de mines, où ce prix n'atteint pas 2,000 fr. le kilogramme. Ainsi, la fraction $\frac{1}{16}$ représenterait assez bien le rapport des prix de revient des deux métaux, et l'état actuel de l'industrie minière ferait prévoir l'augmentation de ce rapport au profit de l'argent.

Il n'y a donc pas de causes industrielles qui puissent provoquer une baisse continue de l'argent. C'est plutôt l'or qui tend à devenir moins rare et moins coûteux à extraire; c'est lui qui devrait baisser s'il était une marchandise ordinaire. Mais son rôle monétaire le garantit contre la baisse, et son abondance relative provoque au contraire la démonétisation de l'argent auquel on le préfère. C'est là un phénomène inverse de ceux auquel donne généralement lieu le jeu de l'offre et de la demande ; il est l'effet des lois, et non de la nature des choses: s'il n'y avait pas de monnaies légales, l'or baisserait quand il devient plus abondant, mais par suite du privilège dont il jouit, il trouve toujours des débouchés aussi faciles et expulse du marché l'argent qu'on délaisse pour lui.

Ce phénomène ne peut être que momentané. Dans un avenir plus ou moins éloigné, la rareté de l'or fera apprécier de nouveau l'utilité de l'argent. D'ici-là, le rapport de leur valeur commerciale oscillera sans doute entre les limites de 15 à 20 ; s'il monte plus haut, ce ne sera que d'une façon momentanée, car les causes naturelles devraient plutôt le faire tomber plus bas.

Du moment qu'il existe entre ces deux métaux, au point de vue de l'abondance relative et du coût de l'ex-

traction, un rapport naturel assez peu variable, il n'y aurait aucun inconvénient à fixer ce rapport par une loi, et s'il y avait entente générale à ce sujet, elle ne pourrait offrir que des avantages.

Le bimétallisme universel, qui s'imposera dans quelques siècles, pourrait être décrété dès aujourd'hui: le rapport normal entre la valeur des deux métaux en vue de la création d'une monnaie internationale, pourrait se fixer à 16 ou 18. Les écarts entre la valeur commerciale et la valeur monétaire ainsi déterminée seraient toujours assez faibles, ou du moins temporaires. Si on voulait en tenir compte, et prévenir la surproduction des deux monnaies, il y aurait un moyen de le faire sans porter atteinte au principe du bimétallisme; ce serait de taxer la frappe, au lieu de la limiter ou de la suspendre comme on l'a fait jusqu'à présent. On pourrait toujours faire frapper les deux métaux, seulement le travail des monnaies se payerait plus ou moins cher suivant qu'il serait plus ou moins demandé, et la variation du prix de monnayage maintiendrait forcément l'équilibre entre les quantités respectives mises en circulation.

Si cette solution me paraît bonne, c'est à condition qu'elle soit générale. Si le bimétallisme universel est conforme à la logique et à la nature, l'opportunité du bimétallisme partiel est une question toute différente, bien plus complexe, et relevant de considérations d'un tout autre ordre.

Si toutes les nations étaient prêtes à chercher ensemble le système le plus rationnel, ce sont les conditions naturelles et stables de l'industrie qui devraient le dicter: mais, lorsqu'au milieu du chaos actuel un pays isolé se demande quelle sera la solution immédiate et locale la plus favorable pour lui, ce n'est plus d'après des principes immuables qu'il doit se guider,

c'est d'après les lois commerciales essentiellement changeantes et difficiles à démêler.

Je ne me hasarderai pas sur ce terrain mouvant : c'est assez de m'être laissé entraîner à cette longue digression sur le problème, un peu théorique, du bimétallisme universel. Mais il m'a paru intéressant de discuter cette question en me plaçant sur le terrain technique, trop souvent négligé ou mal connu des économistes. A ce point de vue, le livre de M. Weill rendra des services, en propageant des notions précises et exactes sur l'industrie de l'or.

Novembre 1895.

U. LE VERRIER.

---

## OUVRAGES A CONSULTER


Balling. Manuel pratique de l'art de l'essayeur, traduit par L. Gautier. Paris, 1881.

Bolley et Kopp. Manuel d'essais et de recherches chimiques appliqués aux arts et à l'industrie, traduit par L. Gautier. Paris, 1877.

Cumenge et Fuchs. L'or, ses propriétés, ses gisements et son extraction, avec la collaboration de F. Robellaz, Ch. Laforgue, Ed. Saladin. Encyclopédie chimique, t. III et t. V. Paris, Vve Ch. Dunod, 1888-1892.

Dupont (Henry). Les mines d'or de l'Afrique du Sud. 1 vol. in-8.

Egleston (Th.) du Columbia College, New York. The Metallurgy of Gold, Silver and Mercury in the United States. New York, 1887, 2 vol..

Etard. Dictionnaire de chimie de Wurtz, Supplément : article Cyanure d'or.

Fuchs et de Launay. Traité des gîtes minéraux et métallifères. Paris, 2 vol. Libr. Baudry.

Hammond (John Hays). The milling of Gold Ores in California. Report of State mineralogist, 1888.

Hofmann (H.-O.). Gold milling in the Black Hills (Transactions of the American Institute of Mining Engineers, vol. XVII.)

Le Verrier. Cours de métallurgie (métaux autres que le fer). Saint-Étienne, Chevalier.

Lock (Alfred, G.). Gold, its occurence and extraction. London, 1882.

Moreau (G.). Étude industrielle des gîtes métallifères. 1 vol., avec figures dans le texte. Paris, Baudry et Cie.

Mosenthal (Henry de). Le traitement des minerais d'or aux mines de Witwatersrand (Transvaal), communication faite à la Société de l'industrie chimique de Londres le 16 avril 1894. (Revue technique, Paris, 1894.)

Norman (John Henry). The World's metal monetary System. 1892.

Percy (J.). Silver and Gold. London, 1880.

Phillips (J. A.). Gold Mining and Assaying. London, 1852. — The Mining and Metallurgy of Gold and Silver. London, 1867.

Post. Traité d'analyse chimique appliquée aux arts industriels, traduit par L. Gautier. Paris, 1884, 1 vol. in-8.

Raymond (Rossiter). Silver and Gold. New York, 1873.

Riche (A.) L'art de l'essayeur. Paris, 1888, 1 vol. in-18, fig. — Monnaies, médailles et bijoux, 1889, 1 vol. in-18, fig. (Bibliothèque des connaissances utiles.) Paris, J.-B. Baillière.

Rickard (T.-A.). The variations in the milling of Gold Ores. (Engineering and Mining Journal, New-York, 1893.)

Rivot. Traité de docimasie, Paris, lib. Dunod.

Roberts-Austen. An Introduction to the Study of Metallurgy. London, Ch. Griffin, 1894.

Rose (T. K.). Gold Metallurgy.

Roswag (C.). L'argent et l'or, production, consommation et circulation des métaux précieux. Paris, 1890, 2 vol. Libr. Dunod.

Schnabel. Metallhuttenkunde. Leipzig, 1894, G. Springer, traduction française par L. Gautier, Paris, 1895, lib. Baudry.

Simonin (L.). L'or et l'argent. Paris, 1880.

Willm. Dictionnaire de chimie de Wurtz, art. Or.

---

# L'OR

## PREMIÈRE PARTIE

### GÉNÉRALITÉS

#### I.

#### Historique.

L'or est connu depuis la plus haute antiquité ; grâce à ses qualités précieuses par excellence il a de tout temps joué un rôle exceptionnel qui l'a fait appeler le roi des métaux.

Aussi trouve-t-on des traces de son usage jusque dans les époques préhistoriques, où, associé au cuivre et au bronze, il marque le premier pas de la civilisation naissante. Mais alors que ceux-ci, par leur dureté et leur résistance, étaient réservés à la fabrication des outils et des armes, l'or, grâce à ses propriétés essentielles d'éclat, d'inaltérabilité et de malléabilité, était tout indiqué pour la parure et l'ornementation, en attendant qu'il devînt l'instrument de l'échange et le symbole de la richesse.

En se rapportant aux plus anciens documents historiques, on voit la race chinoise, vingt-cinq siècles avant Jésus-Christ, fabriquer des objets d'ornement et des monnaies avec de l'or exploité dans ses mon-

tagnes. A peu près vers la même époque l'histoire nous montre les différents peuples de la race sémitique se livrer aux premières ébauches de l'art en ornant les temples consacrés à leur divinité de toutes sortes de trésors faits avec de l'or tiré des alluvions de l'Inde et de l'Afrique occidentale. Répandues dans le monde entier par les Phéniciens, peuple aventureux, toutes ces richesses deviennent plus tard une grande ressource pour les qualités artistiques des Grecs qui savent en tirer un admirable parti pour l'ornementation de leurs monuments sacrés. Puis, les Romains, à la fois industriels et artistes, tirent d'énormes quantités d'or de presque tous les gîtes d'alluvions existant dans les pays alors connus, les transforment en objets d'art et en monnaies, et on peut dire que la fin de leur domination inaugure l'ère de la circulation monétaire. Les richesses entassées par eux alimentent tout le moyen âge jusqu'à ce que la découverte de l'Amérique apporte au monde civilisé de nouvelles ressources qui, dès le XVI<sup>e</sup> siècle, se traduisent par un développement considérable de l'or au Pérou, au Mexique et au Chili. Vers la même époque, d'Afrique et d'Asie nous arrive de la poudre d'or.

Notre siècle est marqué par la découverte des gisements de Californie, en 1848, et des alluvions d'Australie en 1850 ; et tout récemment, en 1888, l'exploitation de l'or par la découverte des gisements sud africains a pris un essor nouveau qui, loin de se ralentir, ne cesse de croître journellement.

De tous temps l'homme a eu la soif de l'or. L'histoire de l'alchimie nous le montre depuis l'antiquité jusqu'aux temps modernes, rêvant de transformer les métaux vils en cet or si convoité.

Aujourd'hui le précieux métal est partout recherché, découvert et conquis, et sa production atteint chaque

année la moitié du stock que le moyen âge avait légué au monde moderne.

Cette production presque inattendue de l'or est appelée à jouer un rôle des plus importants dans l'avenir des affaires universelles. En présence du développement considérable du commerce et de l'industrie, l'augmentation croissante du métal pouvait seule servir de garantie sérieuse à la valeur du billet de banque et aux instruments de crédit.

## II.

## Statistique de la production de l'or.

Voici d'après la « Statistique de l'Industrie minérale » publiée par le ministère des Travaux Publics le tableau comparatif de la production de l'or dans les principaux pays.

| ANNÉES | PAYS PRODUCTEURS | PRODUCTION DES USINES (a) | |
|---|---|---|---|
| | | POIDS | VALEUR |
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| | | kilog. | francs |
| 1893 | France | 300 | 960.000 |
| 1893 | Algérie | » | » |
| 1893 | Grande-Bretagne et Irlande | 324 | 987.000 |
| 1893 | Allemagne | 3.074 | 10.320.000 |
| 1893 | Belgique | » | » |
| 1893 | Autriche | ? | ? |
| 1892 | Hongrie | ? | ? |
| 1893 | Italie | 362 | 1.121.000 |
| 1892 | Russie | 42.582 | 137.540.000 |
| 1892 | Suède | ? | ? |
| 1892 | Norvège | » | » |
| 1893 | Espagne | » | » |
| 1892 | Grèce | » | » |
| 1893 | Turquie | ? | ? |
| 1893 | Etats-Unis (3) | ...... | ............ |
| 1893 | Chili (3) | ...... | ............ |
| 1893 | Mexique (3) | ...... | ............ |
| 1893 | Colombie (3) | ...... | ............ |
| 1892 | Venezuela (3) | ...... | ............ |
| 1891 | Bolivie | ...... | ............ |
| 1893 | Equateur (3) | ...... | ............ |
| 1892 | Brésil (3) | ...... | ............ |
| 1891 | République argentine (3) | ...... | ............ |
| 1892 | Pérou (3) | ...... | ............ |
| 1893 | Uruguay (3) | ...... | ............ |
| 1893 | Amérique centrale (3) | ...... | ............ |
| 1892 | Guyane française | 1.478 | 4.434.000 |
| 1892 | Guyane anglaise | 4.141 | 12.432.000 |
| 1893 | Guyane hollandaise | ...... | ............ |
| 1892 | Canada | 1.555 | 4.556.000 |
| 1892 | Australasie | 55.436 | 169.546.000 |
| 1892 | Inde anglaise | 5.127 | 16.780.000 |
| 1893 | Japon (4) | ...... | ............ |
| 1893 | Chine (4) | ...... | ............ |
| 1893 | Corée (4) | ...... | ............ |
| 1892 | Madagascar | 300 | 900.000 |
| 1893 | Afrique (Le Cap, République sud-africaine Côte d'or) (17) | ...... | ............ |
| | Totaux et prix moyen | ....... | ............. |

| PRODUCTION DES MINES (b) | | PRIX MOYEN du kilogr. d'or | OBSERVATIONS |
|---|---|---|---|
| POIDS | VALEUR | | |
| 5 | 6 | 7 | 8 |
| kilog. | francs | francs | |
| » | » | 3.200 | |
| » | » | » | |
| 120 | 365.000 | 3.044 | |
| (1) 2.225 | 7.570.000 | 3.357 | |
| » | » | » | |
| 35 | 530.000 | 3.705 | |
| 2.247 | 7.774.000 | 3.447 | |
| 231 | 714 000 | 3 093 | |
| 42.582 | 137.540.000 | 3.230 | |
| 88 | 303.000 | 3.442 | |
| » | » | » | |
| 49 | 149.000 | 3.044 | |
| » | » | » | |
| (2) 10 | 36.000 | 3.600 | |
| 54.085 | 186.221.000 | 3.443 | |
| 2.162 | 7.442.000 | 3.442 | |
| 1.964 | 6.761.000 | 3.442 | |
| 4.353 | 14.985.000 | 3.442 | |
| 1.213 | 4 176.000 | 3.442 | |
| 101 | 347.000 | 3.436 | |
| 79 | 269.000 | 3.436 | |
| 1.308 | 4.502.000 | 3.442 | |
| 123 | 423.000 | 3.442 | |
| 110 | 378 000 | 3.437 | |
| 213 | 733.000 | 3.442 | |
| 246 | 847.000 | 3.442 | |
| 1.478 | 4.434.000 | 3.000 | |
| 4.141 | 12.432.000 | 3.002 | |
| 1.074 | 3.697.000 | 3.442 | |
| 1.555 | 4.556.000 | 2.936 | |
| 55.436 | 169.546.000 | 3.058 | |
| 5.127 | 16.780.000 | 3.273 | |
| 728 | 2.099.000 | 2.883 | |
| 12.678 | 43.647.000 | 3.442 | |
| 884 | 3.045 000 | 3.445 | |
| 300 | 900.000 | 3.000 | |
| 44.096 | 151.804.000 | 3.443 | |
| 241.071 | 794.575.000 | 3.296 | |

(a) Obtenue en traitant des minerais, plombs d'œuvre ou mattes, indigènes ou importés.

(b) Correspondant approximativement à l'extraction des minerais indigènes, qu'ils soient traités dans le pays ou exportés.

* NOTA. — On a généralement pris comme prix moyen du kilogramme la valeur moyenne de la production des usines.

(1) Quantité publiée par le directeur de la Monnaie de Washington comme provenant de renseignements allemands officiels.

(2) Valeur commerciale inconnue.

(3) Les renseignements concernant l'Amérique ont été puisés dans le rapport du directeur de la Monnaie de Washington. La production des usines n'est pas connue. On a substitué à la valeur monétaire sa valeur commerciale sur le pied de 0 dollar 78 par once, chiffre indiqué par le directeur de la Monnaie pour 1893.

(4) D'après le rapport du Directeur de la Monnaie de Washington.

La statistique de la production de l'or pour 1894 n'est pas encore complètement publiée, sauf pour le Transvaal et la Russie. Nous extrayons les renseignements ci-dessous des « Rapports commerciaux des agents diplomatiques et consulaires de France », publiés par le ministère des Affaires Étrangères :

La production des mines d'or de la République sud-africaine a été, en 1894, de 2,265,853 onces (70,448 kilogrammes).

La production par district a été comme suit :

| PAYS PRODUCTEURS | ONCES | KILOG. |
|---|---|---|
| Witwatersrand | 2.024.164 | 62.934 |
| Vallée du Kaap | 92.577 | 2.878 |
| Lydenburg | 60.275 | 1.874 |
| Klerksdery et Polchefstroom | 77.714 | 2.416 |
| Zoutpansberg | 10.629 | 331 |
| Malmain | 494 | 15 |
| | 2.265.853 | 70.448 |

La Russie a produit, en 1894, 39,805 kilogrammes d'or.

Suivant le rapport du directeur des monnaies à Washington, la production de l'or dans le monde s'est élevée en 1894 à environ 170 millions de dollars, soit environ 12 millions de plus qu'en 1893. Les États-Unis ont produit pour une valeur de 43 millions, ou 7 millions de plus que l'année précédente. La plus grande partie de l'augmentation provient des mines de l'Afrique qui ont produit 10 millions de dollars de s qu'en 1893.

## III.

# Propriétés physiques.

### Propriétés générales.

L'or est un métal d'un beau jaune un peu rougeâtre quand il est pur ; l'adjonction de faibles quantités de métaux étrangers change notablement sa couleur. En poudre impalpable, il est d'un rouge pourpre ou d'un jaune violacé. Laminé en feuilles minces, il présente des reflets plus rouges, et devient vert par transmission. Quand on le polit son éclat devient très vif et, regardé après plusieurs réflexions successives de la lumière, il paraît rouge.

Enfin, précipité à l'état de poudre, il laisse passer une lumière d'un bleu violacé.

La densité de l'or à l'état fondu est de 19,258, et à l'état écroui de 19,367.

Après le platine c'est le plus lourd des métaux. Il est inodore et insipide. Il est presque aussi mou que le plomb, dépourvu d'élasticité et partant peu sonore. Très malléable et d'une ductilité rare il peut être laminé en feuilles n'ayant que $\frac{1}{12,000}$ de millimètre d'épaisseur ; un gramme d'or peut être étiré en un fil de plus de 3,000 mètres de longueur. Disons de suite que la présence de faibles proportions de plomb, de bismuth, d'antimoine, d'arsenic, de sélénium ou de petites traces d'étain et de cobalt peuvent fortement réduire ces deux propriétés caractéristiques, c'est ainsi qu'il suffit de $\frac{1}{2,000}$ de bismuth pour lui enlever toute malléabilité et de $\frac{1}{100}$ de cobalt pour le rendre très fragile. Seuls l'argent et le cuivre peuvent être alliés à l'or sans diminuer sensiblement sa malléabilité et sa ductilité.

La tenacité de l'or est relativement faible ; sa résistance est de 21,64 par millimètre carré ; à part le zinc, l'étain et le plomb, cette résistance est inférieure à celle de tous les autres métaux.

L'or, quand il est chauffé, devient mou comme le fer et peut se souder à lui-même ; l'or en poudre peut même se transformer sous une forte pression en une masse cohérente, sans élévation de température; il peut également prendre l'éclat métallique au brunissoir.

D'après Graham, l'or divisé possède la propriété d'absorber les gaz : chauffé au rouge il condense 0 vol.,5 d'hydrogène, 0 vol.,30 d'oxyde de carbone, 0 vol.,16 d'acide carbonique.

## Propriétés thermiques.

L'or fond à 1250° ; ce point de fusion est intermédiaire entre celui du fer doux et du cuivre.

Voici le tableau qui permet de comparer le point de fusion de l'or à celui des autres métaux :

| | |
|---|---|
| Platine | 2000° |
| Nickel | 1500° |
| Fer doux | 1500° |
| Or | 1250° |
| Cuivre | 1054° |
| Argent | 1000° |
| Aluminium | 625° |
| Zinc. | 412° |
| Plomb | 335° |
| Etain | 235° |

Fondu, l'or paraît vert ; coulé dans un moule il se rétracte beaucoup en se solidifiant. Chauffé vers 3000° il se volatilise sensiblement et brûle alors avec une flamme verte.

Le coefficient de dilatation de l'or est de 0,00001455, entre 0° et 100°.

Sa chaleur spécifique entre 0° et 600° est égale à 0,0324 ; elle est supérieure à celle du plomb et inférieure à celle de tous les autres métaux usuels. A partir de 600° elle croît régulièrement avec la température.

L'or est bon conducteur de la chaleur. En représentant par le nombre 1,000 la conductibilité de l'argent qui est le meilleur conducteur de la chaleur, celle de l'or est de 981 (?).

### Propriétés électriques.

L'or est un excellent conducteur de l'électricité ; si on représente par 1,000 la conductibilité électrique de l'argent, celle de l'or est de 780 ; mais, chose curieuse, un alliage de quelques millièmes d'argent suffit pour l'abaisser à 600°. Voici d'ailleurs le tableau comparatif de la conductibilité électrique des différents métaux :

| | |
|---|---|
| Argent. | 1000° |
| Cuivre. | 1000° |
| Or. | 780° |
| Aluminium. | 540° |
| Zinc. | 300° |
| Fer. | 160° |
| Etain. | 154° |
| Acier. | 120° |
| Platine. | 105° |
| Plomb. | 90° |
| Nickel. | 80° |

Quant à sa résistance électrique celle d'un fil d'un mètre de long et d'un millimètre de diamètre est de $0^{m},02650$ pour l'or recuit et de $0^{m},02997$ pour l'or étiré.

### Propriétés spectroscopiques.

En faisant éclater l'étincelle d'induction à la surface d'une solution de chlorure d'or, on obtient un

spectre à raies étroites contenant des bandes nébuleuses et des raies un peu nébuleuses. Ces raies étroites sont d'autant plus développées par rapport aux bandes nébuleuses et aux raies un peu nébuleuses, que l'étincelle est plus courte.

Dans la flamme du gaz le même composé donne un beau spectre formé de bandes nébuleuses, sans les raies fines du spectre électrique.

Ces propriétés spectroscopiques sont loin d'être très nettes, et ne doivent jamais être considérées que comme secondaires pour s'assurer de la présence de l'or.

## IV.

## Propriétés chimiques.

### Propriétés générales.

Equivalent Au = 98,33. Poids atomique = 196,66. — La propriété essentielle de l'or est son inaltérabilité. Il n'est oxydé à aucune température ni par l'air, ni par l'eau, ni par l'oxygène pur et même l'ozone, ni par les acides sulfurique, chlorhydrique et azotique, mais il est attaqué par les acides sélénique et iodhydrique, ce dernier n'agissant toutefois qu'en présence de l'éther. Un mélange d'acide chlorhydrique et azotique, appelé eau régale, et en général l'acide chlorhydrique mélangé aux acides oxygénés, l'attaquent même à froid avec dégagement de chlore. Il en est de même des acides bromhydrique et iodhydrique qui, mêlés avec l'acide azotique, le transforment en bromure et iodure d'or.

Le chlore l'attaque très facilement, même à froid ; le brome également. L'iode ne l'attaque qu'à 50° et exige l'intervention de la pression.

L'or se dissout à chaud dans un mélange d'acide azotique et acide sulfurique concentrés, et à froid dans l'eau oxygénée additionnée d'acide chlorhydrique.

A chaud l'or se combine directement au phosphore, à l'arsenic, à l'antimoine, mais pas au soufre ; aussi l'acide sulfhydrique est-il sans action sur lui.

Il est encore attaqué par les alcalis en fusion au contact de l'air, également par le nitre fondu, mais il résiste aux chlorates alcalins.

Des expériences faites récemment par Eggleston, il résulte que contrairement à ce qu'on avait cru jusqu'alors, l'or était attaqué à la longue par de certains sels tels que le bromure et l'iodure de potassium, l'azotate d'ammoniaque, le sulfure et le cyanure de potassium, à chaud avec le sulfhydrate d'ammoniaque et le sulfure de sodium.

Eggleston a encore montré que l'or était précipité de ses combinaisons par les matières organiques contenues dans l'atmosphère ou dans l'eau, et même celles qui se trouvent à l'état fossile dans l'écorce terrestre ; leur action est d'ailleurs facilitée par la présence de la lumière.

### Combinaisons chimiques de l'or.

On a cru pendant longtemps que l'or ne pouvait former que deux sortes de combinaisons, répondant respectivement aux formules $Au^2R$ et $Au^2R^3$ ; mais on a prouvé l'existence d'une série de composés de la forme AuR ; il est donc permis de dire que l'or forme des composés sous-aureux, aureux et auriques. Ces derniers sont en général d'une grande stabilité, tandis que les deux autres se décomposent facilement en or métallique et en composé aurique :

$$3Au^2R = 4Au + Au^2R^3$$
$$3AuR = Au + Au^2R^3$$

Ceci s'explique facilement en remarquant que les composés aureux et sous-aureux se forment avec un faible dégagement et même avec absorption de chaleur, tandis que les composés auriques dégagent en se formant une grande quantité de chaleur, ils doivent donc être d'un équilibre chimique plus stable que les deux autres.

### Combinaisons de l'or avec l'oxygène, le soufre, le sélénium et le tellure.

Il existe trois degrés de combinaisons de l'or avec ces métalloïdes, mais elles ne sont encore connues qu'incomplètement.

**Composés sous-aureux.** — L'oxyde $Au^2O$ qu'on prépare en décomposant par la potasse le sous-chlorure $Au^2Cl$, est d'une couleur violette quand il est humide, grisâtre quand il est desséché. Il est décomposé par les acides et les alcalis en or et sel de sesquioxyde.

Le sulfure et le séléniure de cette série sont inconnus.

Le tellurure $Au^2Te$ s'obtient en soumettant une lame d'or à l'action de vapeur de tellure dans le vide, et en chauffant au rouge sombre. Il se présente sous la forme de beaux octaèdres réguliers. Au rouge vif il se décompose complètement. Chauffé dans un courant d'hydrogène, il est réduit, et l'on voit sortir de la masse un grand nombre de fils fins d'or.

**Composés aureux.** — L'oxyde AuO qu'on obtient en maintenant pendant quelques heures entre 110 et 170 degrés le sesquioxyde $Au^2O^3$, est une matière à peine entrevue qui se décompose au-dessous de 200°.

Le sulfure AuS se prépare par l'action d'un courant d'acide sulfhydrique dans une solution neutre de sesquichlorure d'or ; il se présente sous la forme d'une poudre noire et se décompose dès 140 degrés en déposant du soufre.

**Composés auriques.** — Le sesquioxyde d'or $Au^2O^3$ se présente sous forme d'une poudre brun foncé quand il est hydraté qui noircit à 150° en perdant de l'eau et devient anhydre à 200°. Frémy l'a obtenu en faisant bouillir le sesquichlorure avec un excès de potasse et en décomposant la liqueur par l'acide sulfurique. Il se combine aux oxydes métalliques pour former des aurates, sels bien définis.

Le sulfure $Au^2S^3$ est un corps brun jaunâtre, décomposable par une faible élévation de température. On l'obtient par l'action de l'hydrogène sulfuré sur une solution froide de sesquichlorure. Un excès de sesquichlorure le décompose en or et acide sulfurique.

### Combinaisons de l'or avec le chlore, le brome, l'iode, le fluor et le cyanogène.

**Composés sous-aureux.** — Le sous-chlorure d'or est une poudre amorphe, jaune, qui s'obtient par la décomposition du sesquichlorure à une température inférieure à 200 degrés.

Le bromure s'obtient de la même manière, cependant ici il ne faut pas dépasser 140 degrés.

L'iodure se prépare par l'action de l'acide iodhydrique sur le sesquioxyde d'or ; ou encore en traitant le sous-chlorure par un excès d'acide iodhydrique.

Quant au sous-cyanure, pour l'obtenir il suffit de décomposer par un acide étendu le cyanure double d'or et de potassium; il se présente sous forme de petits grains jaunes cristallins.

Tous ces corps sont entièrement décomposables sous l'action de la chaleur en donnant de l'or et du chlore, du brome, etc. Sous l'influence de l'air humide ou de l'eau froide ils se décomposent en or et en sesqui-

Ces composés s'unissent aux sels haloïdes alcalins pour donner des sels doubles, c'est ainsi qu'il existe un chlorure double d'or et de potassium $Au^2Cl, KCl$ ; de même un cyanure double $Au^2Cy$, KCy, employé dans la dorure. Ce dernier est inaltérable à la lumière et décomposable par la chaleur en or, cyanogène et cyanure de potassium.

**Composés aureux.** — Le chlorure aureux AuCl est un corps dur, rouge foncé qui se prépare en soumettant à un courant de chlore l'or récemment précipité et séché à 170°. Il en est de même du bromure.

**Composés auriques.** — Le chlorure aurique ou sesquichlorure d'or $Au^2Cl^3$ existe à l'état anhydre ou à l'état d'hydrate défini, à 4 équivalents d'eau. Il se produit quand on chauffe l'or ou le chlorure hydraté dans un courant de chlore à une température supérieure à celle de volatilisation de ce chlorure. Il se présente tantôt en fines aiguilles rougeâtres, tantôt en longs prismes d'un beau rouge foncé.

Le sesquibromure d'or s'obtient en attaquant à 125 degrés en tubes scellés de l'or en éponge par le tribromure d'arsenic en présence de brome en excès ; par refroidissement il se dépose des aiguilles d'un beau rouge foncé.

Le sesquiiodure s'obtient en traitant le sesquichlorure d'or par une solution d'iodure de potassium ; c'est un corps vert qui est très instable.

Le sesquicyanure d'or s'obtient d'après Himly en décomposant l'auricyanure de potassium par l'acide chlorhydrique :

$$Au^2Cy^3, KCy + HCl = KCl + Au^2Cy^3, HCy$$

Cette réaction paraît encore douteuse.

M. Moissan a obtenu récemment le sesquifluorure d'or en chauffant de l'or au rouge sombre dans un

courant de fluor ; c'est un composé jaune brun foncé, qui se décompose au rouge sombre en fluor et or.

Ces composés sont facilement réduits par l'hydrogène ainsi que par les métaux avec dépôt d'or métallique. Hydratés ils sont peu stables ; ils sont facilement décomposables par tous les réducteurs avec précipitation d'or métallique.

Les alcalis donnent un précipité d'hydrate et de sesquioxyde ; l'ammoniaque en excès se combine à l'oxyde formé et donne un précipité vert olive (or fulminant) qui contient $2AzH^3$, $Au^2O^3$, $HO = AzH^3Au^2Az + 4HO$, que l'on peut considérer comme de l'aurate d'ammoniaque ou comme un composé dérivé de l'azoture d'or $Au^2Az$, c'est une poudre excessivement dangereuse qui détone par le choc et même spontanément.

Avec les chlorures et bromures des métalloïdes ces composés donnent des sels doubles cristallisés que la chaleur décompose, tels sont les composés doubles d'or et de phosphore $Au^2Cl^3$, $PhCl^3$ ; $Au^2Br^3$, $PhCl^3$, le chlorure double d'or et de soufre $Au^2Cl^3$, $S^2Cl^4$, le chlorure double d'or et de sélénium $Au^2Cl^3$, $Se^2Cl^4$.

Les chlorures doubles s'obtiennent en dissolvant un léger excès de chlorure métallique dans une solution acide de chlorure d'or ; on a ainsi des aiguilles jaunes très brillantes.

Les bromures doubles s'obtiennent d'une façon analogue.

Moins connus sont les iodures doubles, qui sont très peu stables.

Les cyanures doubles s'obtiennent également en dissolvant du chlorure d'or dans une solution concentrée de cyanure de potassium ; par refroidissement on a un dépôt de grandes tables incolores qui s'effleurissent à l'air.

Citons enfin toute une série de sels doubles formés

par le sesquicyanure d'or dans lequel une partie du cyanogène est remplacé par un autre corps halogène. On les obtient en faisant agir le chlore, le brome ou l'iode sur le sel double que l'on veut obtenir, mais renfermant le sous-cyanure d'or $Au^2Cy$ ; c'est ainsi qu'en traitant par le chlore l'aurocyanure de potassium, on a, après évaporation, un composé $KCy, Au^2CyCl^2, 2HO$, parfaitement cristallisé.

### Sels oxygénés de l'or.

1° Combinaisons formées par le sous-oxyde.

**Sulfites et hyposulfites.** — Quand on fait agir un sulfite alcalin sur un aurate alcalin on a un sel double que l'on envisage tantôt comme un sulfite ou un hyposulfite double, tantôt comme un composé de constitution spéciale qu'on appelle aurosulfite.

C'est ainsi qu'en versant du bisulfite de soude dans une solution chaude d'aurate de soude, on a un précipité jaune qui se redissout bientôt en donnant une liqueur incolore. En y versant du chlorure de baryum on a un précipité pourpre altérable à l'air, d'aurosulfite de baryte et qui a pour formule : $(Au^2O, SO^2), 3(BaO, SO^2), 4HO$. Ce précipité est décomposable par le carbonate de soude, il donne alors du carbonate de baryte et une dissolution incolore qui, additionnée d'alcool, donne un précipité orangé très soluble dans l'eau qui renferme $(Au^2O, SO^2), 3(NaO, SO^2) + HO$ ; ce précipité qui est insoluble dans l'alcool est décomposé par les acides avec dégagement d'acide sulfureux et dépôt d'or métallique.

Le chlorure d'or et l'hyposulfite de soude, mêlés en solution concentrée, donnent, après addition d'alcool, un précipité blanc d'hyposulfite double d'or et de soude : $(Au^2O, S^2O^2), 3(NaO, S^2O^2) + 4HO$. Ce préci-

pité est décomposé par la chaleur en or et sulfate de soude.

2° Combinaisons formées par le sesquioxyde.

Le sesquioxyde d'or peut se combiner à la fois aux acides et aux bases.

**Combinaisons avec les acides.** — Les seuls sels étudiés sont les azotates et les sulfates.

Azotate acide. — L'azotate acide s'obtient en dissolvant à 100 degrés au bain-marie du sesquioxyde d'or hydraté dans de l'acide azotique concentré. En refroidissant dans un mélange réfrigérant on a un dépôt de cristaux octaédriques volumineux $Au^2O^3, 3AzO^5 + AzO^5, HO$. Ce sel fond à 72 degrés en une masse noire, et à 100 degrés se change en un azotate basique brun $AzO^5, 2Au^2O^3, 2HO$, qui, à son tour, se décompose à 180 degrés en laissant de l'or métallique. L'eau décompose l'azotate acide d'or en acide azotique qui se dissout et en sesquioxyde d'or qui se dépose.

Azotates doubles. — Les azotates doubles résultent de l'action de l'azotate aurique sur les azotates alcalins. Ils forment deux séries représentées par les formules :

$$MO, AzO^5, Au^2O^3, 3AzO^5$$
$$2(MO, AzO^5), Au^2O^33AzO^5, AzO^5HO$$

Les sels neutres prennent naissance toutes les fois qu'on fait agir à chaud équivalents égaux d'azotate acide d'or et d'azotate alcalin. C'est ainsi qu'on a obtenu tout récemment des azotates doubles avec le potassium, l'ammonium, le rubidium et le thallium, mais non pas avec le sodium, ni le magnésium, ni le zinc, ni le nickel, ni le cobalt.

Quand il y a un excès d'azotate alcalin on obtient les sels acides ; jusqu'à ce jour on a pu préparer ceux de potassium et d'ammonium.

**Sulfate de sesquioxyde d'or.** — Le sulfate basique s'obtient en dissolvant l'hydrate de sesquioxyde d'or dans de l'acide sulfurique concentré. C'est une poudre cristalline jaune serin qui est représentée par la formule $Au^2O^3$, $2SO^3$, HO. Il est facilement décomposé par l'eau en acide sulfurique et sesquioxyde d'or. Dissous dans l'acide sulfurique et additionné de potasse, il donne une poudre cristalline jaune du sel double $Au^2O^3$, $2SO^3 + KO, 2SO^3$.

**Pourpre de Cassius.** — Le pourpre de Cassius, qui sert de base à la fabrication de toutes les couleurs vitrifiables roses, rouges ou violettes pour la peinture sur porcelaine ou la coloration du verre, est d'après Berzélius et Dumas un stannate double de protoxyde d'étain et de sous-oxyde d'or :

$$Au^2O,\ SnO^2 + SnO,\ SnO^2 + 4HO$$

Il a été découvert par Cassius de Leyde en 1683. Il se forme lorsqu'on verse une dissolutisn très étendue de chlorure d'or, $Au^2Cl^3$, dans un mélange de protochlorure et de bichlorure d'étain.

Les chimistes sont loin d'être de l'avis de Berzélius et de Dumas, sur la constitution du pourpre de Cassius.

Gay-Lussac et Proust l'ont envisagé comme un mélange de bioxyde d'étain et d'or métallique.

M. Figuier crut y voir un stannate aureux représenté par la formule : $SnO^2Au^2O + 4HO$. M. Debray le considère tout simplement comme une laque d'oxyde d'étain colorée par de l'or métallique très divisé, et des expériences assez concluantes paraissent faire prévaloir son opinion.

Voici comment on prépare le pourpre d'or à la manufacture de Sèvres :

On dissout 1/2 gramme d'or dans une eau régale

formée de $16^{cc},8$ d'acide chlorhydrique pour $10^{cc},2$ d'acide azotique et on étend la liqueur de 14 litres d'eau. On prépare d'autre part une dissolution d'étain en dissolvant 3 grammes de ce métal dans 18 grammes de l'eau régale précédente additionnée de 3 à 5 grammes d'eau et on verse cette solution d'étain dans celle d'or, goutte à goutte, Il se forme un précipité d'un beau rouge vineux; on le lave à l'eau bouillante et on a le pourpre d'or.

Récemment Müller a montré que l'or était susceptible de donner avec la magnésie, la chaux, les oxydes de plomb, de zinc, le sulfate de baryte, le phosphate de chaux, etc., des pourpres aussi beaux que le pourpre de Cassius.

Ainsi il prépare le pourpre auro-magnésien en chauffant à 100° une dissolution de chlorure aurique tenant en suspension de la magnésie. Il se forme un précipité d'oxyde d'or qui forme avec la magnésie une combinaison se mélangeant intimement avec la magnésie en excès. On filtre, et on calcine dans un creuset de platine. Il y a décomposition de l'oxyde d'or en or métallique très divisé qui communique à la magnésie une coloration pourprée, coloration qui varie avec la proportion d'or métallique; elle passe du brun rouge au rose tendre selon que la quantité d'or varie de 25 à 0,2 pour 100.

Müller a préparé d'une façon analogue des pourpres auro-calciques, auro-barytiques et auro-aluminiques.

### Combinaisons du sesquioxyde d'or avec les bases.

Le sesquioxyde d'or est également capable de jouer le rôle d'acide vis-à-vis des bases fortes.

**L'aurate de potasse** s'obtient en concentrant dans le vide une dissolution de sesquioxyde d'or dans un léger excès de potasse. Sa formule est : $Au^2O^3$, KO, 6HO.

Il se présente sous forme de petites aiguilles jaunes; très soluble dans l'eau, facilement décomposable à la chaleur avec dégagement d'oxygène, il est détruit par tous les réducteurs avec dépôt d'or métallique.

**L'aurate d'ammoniaque** se produit quand on fait agir l'ammoniaque sur le sesquioxyde ou le sesquichlorure d'or, on peut le représenter par l'une des formules:

$$Au^2O^3, AzH^4O, AzH^3$$
$$\text{ou } AzH^3, Au^2Az + 4HO$$

C'est une matière grise, insoluble dans l'eau, et qui détone violemment sous l'influence du moindre choc.

Ce corps a été spécialement étudié par Dumas. Il a montré que, faisant explosion à 143 degrés, il perdait cette propriété quand il est chauffé pendant quelque temps avec précaution à cette température, ou encore quand il est mélangé à des corps inertes tels que des oxydes ou des sels métalliques.

Raschig a montré que l'acide azotique le transformait en un produit plus explosif encore, qu'au contraire il était décomposé, sans explosion, par l'acide sulfhydrique et par le chlorure d'étain.

En résumé, par ses propriétés ce corps peut être considéré non comme l'aurate ammoniacal analogue à l'aurate de potasse, mais plutôt comme un dérivé de l'azoture d'or ou comme un oxyde ammoniacal.

### Caractères distinctifs des sels d'or.

L'acide sulfhydrique donne un précipité noir brun, insoluble dans l'acide chlorhydrique et l'ammoniaque, soluble dans l'eau régale et dans le sulfhydrate d'ammoniaque.

Le sulfhydrate d'ammoniaque donne un précipité noir brun, soluble dans un excès de réactif. La po-

tasse, en petite quantité, donne un précipité jaune rouge, très soluble dans un excès de réactif.

L'ammoniaque donne un précipité jaune rougeâtre d'or fulminant, insoluble dans un excès de réactif.

Le carbonate de potasse ne donne rien à froid, à chaud il donne un précipité brun d'hydrate.

Le carbonate d'ammoniaque donne un dégagement d'acide carbonique et un précipité d'or fulminant.

Le carbonate de baryte ne donne rien à froid, à chaud il donne un précipité incomplet.

L'acide oxalique donne à froid un dégagement lent d'acide carbonique qui devient rapide à chaud, il colore la liqueur en vert et à la fin donne un dépôt d'or métallique.

Le ferrocyanure de potassium donne une coloration ou un précipité vert émeraude.

Le ferricyanure ne donne rien.

Le sulfate ferreux donne un dépôt brun d'or métallique.

Le chlorure stanneux avec quelques gouttes d'ammoniaque donne un précipité rouge pourpre ou rouge brun de pourpre de Cassius.

L'iodure de potassium donne un précipité jaune d'iodure aureux, et formation d'iode libre qui colore la liqueur.

Le zinc métallique donne un dépôt volumineux d'or métallique.

Toutes les matières organiques, en présence de la potasse ou de la soude, donnent à l'ébullition un précipité d'or métallique.

Le tannin et l'acide gallique provoquent également la précipitation de l'or métallique.

### Préparation de l'or chimiquement pur.

L'or natif n'est jamais chimiquement pur, il renferme

toujours un peu d'argent, de fer et de cuivre. Or, dans les laboratoires on a toujours besoin d'or pur, notamment pour les échantillons-épreuves dans l'opération de la coupellation, ainsi que nous le verrons plus loin.

Voici comment on procède pour produire, au laboratoire, de l'or chimiquement pur, nous empruntons la méthode ci-dessous au professeur Roberts-Austen.

On se sert de « cornets » aussi purs que possible qu'on dissout dans l'eau régale, on chasse l'excès d'acide et on ajoute de l'alcool et du chlorure de potassium pour précipiter les traces de platine. Le chlorure d'or est dissout dans l'eau distillée dans la proportion de 0 litre 3 d'eau pour 1 gramme de métal et on laisse reposer pendant trois semaines, temps nécessaire pour rassembler au fond du ballon tout le chlorure d'argent précipité. On décante alors la liqueur au moyen d'un siphon, on ajoute de temps en temps des cristaux d'acide oxalique et on chauffe doucement jusqu'à ce que la liqueur devienne incolore; la précipitation est alors complète; il faut pour cela trois à quatre jours. L'or ainsi obtenu est spongieux et écailleux, on le lave à plusieurs reprises avec de l'acide chlorhydrique, de l'eau et de l'ammoniaque, puis de nouveau avec de l'eau distillée jusqu'à ce qu'on n'obtienne plus de réaction caractérisant l'argent ou le chlore. On le fait alors fondre dans un creuset en argile avec du bisulfate de potasse et du borax, et on le coule dans un moule en pierre.

Le moindre manque de soins dans une quelconque de ces opérations donne lieu à de l'or retenant un à deux millièmes d'impuretés.

## Alliages d'or.

### Généralités.

L'or s'allie à presque tous les autres métaux et ses

propriétés sont fortement modifiées par de très faibles traces de certains d'entre eux, d'où l'on a conclu que ces métaux étrangers produisaient des modifications allotropiques de l'or. Ainsi, si l'on traite par l'eau un alliage d'or et de potassium contenant 10 pour 100 du métal précieux, le potassium prend feu, décompose l'eau et l'or reste sous forme de poudre noire, modification allotropique de l'or, étant donné qu'avec l'eau il forme un hydrure d'or. En chauffant cette poudre noire à la température du rouge sombre elle prend tout à coup la couleur ordinaire de l'or.

La plupart des alliages que l'or forme avec les autres métaux restent sans importance pratique. Avant de passer à leur description, nous allons d'abord dire quelques mots de l'influence que les métaux étrangers exercent sur les propriétés de l'or. Nous avons déjà vu que l'addition de 0,2 pour 100 de bismuth transformait l'or en matière très fragile qui ne résiste pas à la pression des doigts.

Plusieurs autres métaux, tels que l'antimoine, l'arsenic, l'étain, ont également pour effet de réduire considérablement la résistance de l'or, d'autres, au contraire, l'augmentent. Cette question a été étudiée par le professeur Roberts-Austen.

Il s'est d'abord demandé si l'influence exercée par les métaux étrangers sur l'or ne dépendait pas de leur poids atomique. Il a trouvé qu'il n'en était rien, car le cuivre dont le poids atomique est de 63,2 exerce à peu près la même influence sur la ténacité de l'or pur que le rhodium ou l'aliminium dont les poids atomiques sont respectivement de 104 et de 27. Il a montré ensuite qu'il existait plutôt une relation entre l'influence exercée sur la résistance de l'or par un métal étranger et le volume atomique de ce métal (le volume atomique d'un élément est le nombre obtenu en divisant son

poids atomique par sa densité). Le tableau suivant, qui résume ses expériences, montre, en effet, que les métaux qui diminuent la ténacité et l'allongement de l'or ont un volume atomique élevé alors que ceux qui les augmentent ont un tiers, le même ou un volume atomique plus faible que l'or. Ainsi l'argent a le même volume atomique que l'or et sa présence en faible quantité ne modifie pour ainsi dire pas la résistance de celui-ci qui est de 7 tonnes par pouce carré.

| NOM DE L'ÉLÉMENT additionné | RÉSISTANCE A LA TRACTION Tonnes par pouce carré | ALLONGEMENT p. 100 sur 3 pouces | IMPURETÉ p. 100 | VOLUME ATOMIQUE de l'impureté |
|---|---|---|---|---|
| Potassium. . | moins de 0,5 | inaperceptible | moins de 0,2 | 45,1 |
| Bismuth . . | environ 0,5 | » | 0,210 | 20,9 |
| Tellure. . . | 3,88 | » | 0,186 | 20,5 |
| Plomb. . . | 4,17 | 4,9 | 0,240 | 18,0 |
| Thallium. . | 6,21 | 8,6 | 0,193 | 17,2 |
| Etain. . . . | 6,21 | 12,3 | 0,196 | 16,2 |
| Antimoine. . | environ 6,00 | » | 0,203 | 17,9 |
| Cadmium. . | 6,88 | 44,0 | 0,202 | 12,9 |
| Argent. . . | 7,10 | 33,3 | 0,200 | 10,1 |
| Palladium. . | 7,10 | 32,6 | 0,205 | 9,4 |
| Zinc. . . . | 7,54 | 28,4 | 0,205 | 9,1 |
| Rhodium. . | 7,76 | 25,0 | 0,21 (environ) | 8,4 |
| Manganèse. . | 7,99 | 29,7 | 0,207 | 6,8 |
| Indium. . . | 7,99 | 26,5 | 0,290 | 15,3 |
| Cuivre. . . | 8,22 | 43,5 | 0,193 | 7,0 |
| Lithium. . . | 8,87 | 21,0 | 0,201 | 11,8 |
| Aluminium. . | 8,87 | 25,5 | 0,186 | 10,6 |

Les variations données dans ce tableau sont représentées graphiquement par le diagramme ci-contre (fig. 1), où l'on a porté en abscisses les volumes ato-

miques des différents métaux et en ordonnées la résistance à la traction des alliages qu'ils forment avec l'or[1].

Les alliages d'or se font tantôt avec contraction, comme ceux qui contiennent du zinc, de l'antimoine, de l'étain, tantôt avec dilatation comme ceux qui renferment du fer.

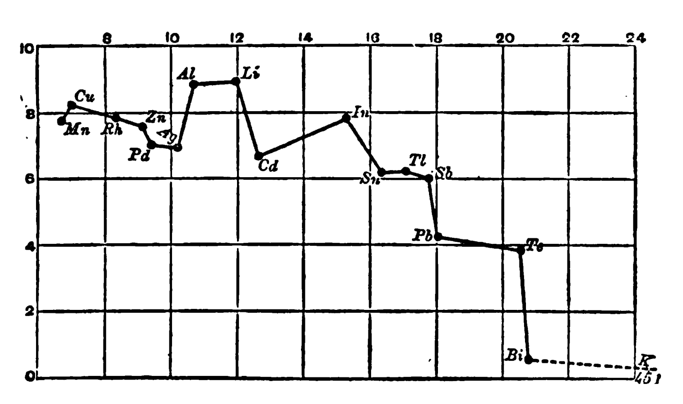



Fig. 1. — Résistance à la tranchée par pouce carré (Roberts-Austen).

Quant à la couleur elle est généralement celle de l'or quand le métal étranger n'est pas en quantité notable. Ainsi les alliages renfermant moins de 50 pour 100 de platine sont jaunes et ne deviennent gris que si l'on augmente la proportion de ce dernier métal. L'alliage à 10 pour 100 de fer est jaune pâle, susceptible d'un très beau poli; à 15 ou 20 pour 100, il est gris jaunâtre; à 25 pour 100 il constitue l'or bleu des bijoutiers; avec 75 à 80 pour 100 de fer, on a des alliages blanc d'argent.

1. Graphique emprunté à Roberts-Austen, *An Introd. to the Study of Metallurgy*. London, Ch. Griffin and C°, 1894.

### Description des différents alliages.

**Alliages d'or et de manganèse.** — Ces alliages, au nombre de trois, ont été spécialement étudiés par Dumas.

33 parties d'or pour 67 parties de manganèse forment un alliage gris clair, dur, peu ductile à cassure grenue.

L'alliage formé de 10 parties d'or et de 90 parties de manganèse est gris pâle, tout à fait textile avec une texture finement grenue.

88 parties d'or pour 12 parties de manganèse forment un alliage d'un gris jaunâtre à éclat d'acier. Il est très dur, un peu ductile, plus difficilement fusible que l'or et sa cassure présente un aspect spongieux.

En résumé, le manganèse paraît augmenter la dureté de l'or et la ductibilité des alliages qu'il forme avec lui semble être en raison inverse de la proportion de ce métal.

**Alliages d'or et de fer.** — Le fer donne avec l'or des alliages durs, tenaces et susceptibles d'être travaillés au marteau tant que la proportion d'or ne dépasse pas 80 pour 100. Ces alliages se forment avec dilatation et durcissement par la trempe.

L'alliage qui renferme de 15 à 20 pour 100 de fer est ce qu'en bijouterie on appelle l'or gris. Il est très dur, mais se travaille facilement.

L'alliage à 25 pour 100 de fer constitue ce qu'on appelle l'or bleu.

Les alliages qui renferment de 75 à 80 pour 100 de fer sont blancs, très durs et agissent sur l'aiguille aimantée.

Rivot a montré que tous ces alliages étaient attaqués par l'eau régale avec dissolution du fer et de l'or. Les acides azotique et chlorydrique, agissant

séparément, les attaquent aussi, mais d'autant plus difficilement qu'il y a moins de fer, métal d'ailleurs seul dissous des deux.

L'acide sulfurique les attaque à 100° quand ils sont réduits en limaille, et dissout le fer.

**Alliages d'or et de zinc.** — Ces alliages se forment avec contraction. Ils sont durs, cassants et facilement fusibles. Leur couleur varie du jaune au blanc suivant la proportion de zinc.

1 partie de zinc avec 11 parties d'or donne un alliage jaune verdâtre. L'alliage à 50 pour 100 de zinc est blanc. 66 parties de zinc pour 33 parties d'or donnent un alliage plus blanc que le zinc et qui est à texture finement grenue.

Calcinés, ces alliages perdent tout le zinc qui se volatilise en entraînant toujours un peu d'or.

L'eau régale les attaque facilement en dissolvant le zinc et l'or.

Les autres acides se comportent comme avec les alliages d'or et de fer.

**Alliages d'or et d'aluminium.** — Les alliages d'or et d'aluminium forment une série intéressante, étudiée tout récemment par le professeur Roberts-Austen.

Ce qui les caractérise tout d'abord c'est leur couleur intense qui varie du jaune verdâtre au pourpre.

Beaucoup d'entre eux paraissent présenter les caractères de véritables composés chimiques.

L'alliage qui contient 10 pour 100 d'aluminium, qui est blanc, très dur, a un point de fusion inférieur de 417° à celui de l'or pur. D'un autre côté l'alliage à 22 pour 100 d'aluminium, correspondant à la formule $AuAl^2$, d'un pourpre foncé, fond entre 1065° et 1070°, c'est-à-dire à une température de 20° supérieure au point de fusion de l'or pur. Il présente donc le cas extrêmement rare d'un alliage dont le point de fusion

est plus élevé que celui du moins fusible des métaux constituants, fait qui permet de conclure qu'on se trouve en présence d'un véritable composé chimique d'or et d'aluminium. On sait, en effet, qu'il arrive souvent dans une combinaison chimique que le corps composé fond à une température plus élevée que le moins fusible des composants. Cet alliage a une forte tendance à se former quand on fait fondre de l'or avec un excès d'aluminium ; il en résulte que les alliages riches en aluminium présentent généralement un manque d'homogénéité.

**Alliages d'or et de nickel.** — Le nickel donne avec l'or un alliage blanc jaunâtre, dur, très ductile, magnétique et susceptible d'un beau poli.

**Alliages d'or et de cobalt.** — 18 parties d'or et 1 partie de cobalt donnent un alliage jaune foncé, très cassant.

**Alliages d'or et d'étain.** — Ces alliages se forment avec contraction. Ils sont durs, cassants et très fusibles. 1 à 2 pour 100 d'étain suffisent, d'après Rivot, pour rendre l'or aigre.

La couleur de ces alliages varie du gris jaunâtre au gris presque blanc.

L'alliage qui renferme 5 parties d'étain pour 2 parties d'or a la couleur de l'étain, mais prend facilement une teinte bronzée par suite d'une oxydation superficielle.

Cet alliage cristallise en prismes droits à base carrée. D'après Matthiesen et de Bosc tous ces alliages qui renferment plus de 2 parties d'étain pour 1 partie d'or ont de fortes tendances à cristalliser.

D'après Rivot, les alliages d'or et d'étain ne sont attaquables facilement que par l'eau régale.

**Alliages d'or et d'antimoine.** — Ces alliages sont blancs, facilement fusibles et très cassants. D'après

Hatchett, il suffit de $\frac{1}{2,000}$ d'antimoine pour altérer complètement la malléabilité de l'or.

Les alliages d'or et d'antimoine se forment avec contraction. Quand on les fond à l'air il se produit toujours une oxydation de l'antimoine.

Finement pulvérisés et triturés avec du mercure, ils se décomposent lentement en donnant de l'amalgame d'or et une poudre blanche qui consiste en un mélange d'antimoine métallique et d'antimoniure de mercure.

Les mêmes réactions s'obtiennent avec les alliages d'or et d'arsenic.

**Alliages d'or et de plomb.** — Ces alliages d'or et de plomb se forment très facilement et toujours avec dilatation. Il sont gris jaunâtre ou jaune pâle, très fusibles et cassants ; $\frac{1}{2000}$ de plomb suffit pour enlever à l'or toute malléabilité.

Ces alliages présentent fréquemment le phénomène de la surfusion. L'alliage surfondu se solidifie par le contact d'une tige d'or et la température s'élève en même temps au rouge blanc. La présence du platine, du palladium, de l'osmiure d'iridium, souvent contenus dans l'or, empêche le phénomène de se produire.

Passés à la coupelle, ils se séparent en plomb qui est oxydé et pénètre dans la coupelle et en or qui reste sous forme d'un bouton brillant.

Ces alliages sont facilement attaqués par l'eau régale qui dissout le plomb et l'or.

L'acide nitrique les attaque également et sépare complètement le plomb de l'or lorsque l'alliage est finement pulvérisé.

**Alliages d'or et de bismuth.** — Le bismuth forme avec l'or des alliages gris ou jaune verdâtre, facilement fusibles et très cassants. Nous avons déjà dit à propos de l'influence des métaux étrangers qu'il suffit

de $\frac{1}{2,000}$ de bismuth pour altérer totalement la malléabilité de l'or.

Récemment, M. Pearce a préparé, par les moyens de la liquation, un alliage cristallisé renfermant 68,22 pour 100 d'or et 31,78 pour 100 de bismuth. En le fondant avec de l'argent il a obtenu un alliage cristallisé correspondant à la formule AuAg, et des alliages cristallisés d'or, d'argent et de cuivre. Cet alliage présente une coloration grise, il est très fusible et s'oxyde rapidement à l'air, sous l'influence de la chaleur, en prenant une teinte verte.

On trouve un alliage naturel d'or et de bismuth, la *maldonite*, qui répond à la formule $Au^4Bi$ et qui est de couleur blanc rosé.

**Alliages d'or et de cuivre.** — L'or et le cuivre se combinent en toutes proportions pour former une série complète d'alliages homogènes qui sont moins malléables, plus durs, plus élastiques et plus fusibles que l'or pur et possèdent une teinte rougeâtre. Ceux qui renferment moins de 12 pour 100 de cuivre sont très malléables, une plus grande proportion de cuivre les rends durs et difficiles à travailler.

C'est grâce à leur dureté et leur fusibilité, plus grandes que celles de l'or pur, que ces alliages sont employés dans la fabrication des monnaies et des bijoux d'or. Les Grecs et les Romains employaient d'abord pour la fabrication de leurs monnaies et leurs bijoux l'électrum, alliage naturel d'or et d'argent, mais bientôt ils le remplaçaient par l'or le plus pur qu'ils pouvaient se procurer. Sous les empereurs romains on ajoutait du cuivre intentionnellement et, dans les deux siècles qui précédaient la chute de Rome, on monnayait des alliages très pauvres en or.

Le moyen âge revint aux alliages riches en or. En 1526, l'Angleterre adopta le titre de 916,6 et, en 1794,

la France adopta le titre de 900 pour sa monnaie d'or. Ces deux titres ont été depuis adoptés par la plupart des nations civilisées ; les alliages conservant très bien leur couleur et résistant mieux que ceux à titre plus élevé. L'alliage à 900 est plus dur et s'use moins que celui à 916,6, mais la différence est très faible étant donné que l'usure dépend moins des petites variations dans la composition que du traitement mécanique et thermique de l'alliage pendant le monnayage.

Les bijoux d'or, en France [1], ont 3 titres légaux : le 1er titre qui est de 920 millièmes, le 2e qui est de 840 et le 3e qui est de 750 millièmes, la loi accorde une tolérance de 3 millièmes.

Nous reviendrons là-dessus dans le chapitre des applications de l'or.

Les alliages d'or et de cuivre ont spécialement été étudiés par Levol, il a trouvé que ces deux métaux pouvaient former une série de combinaisons répondant aux formules : $Au^4Cu$, $Au^3Cu$, $Au^2Cu$, $AuCu$, $AuCu^5$ et $AuCu^{10}$. L'alliage des monnaies est représenté sensiblement par $Au^3Cu$, et l'alliage des bijoux au titre de 750 par la formule $AuCu$.

Tout récemment, M. Pearce a obtenu un alliage d'or et de cuivre, cristallisé en petits octaèdres et renfermant 61,52 pour 100 d'or et 38,48 pour 100 de cuivre. En le traitant par l'acide azotique concentré et bouillant, une partie du cuivre se dissout et on arrive à un alliage de composition constante, formé de 93,49 pour 100 d'or et de 6,51 pour 100 de cuivre.

Les alliages de cuivre et d'or se ternissent à l'air et noircissent quand on les chauffe, par suite de l'oxydation du cuivre. On peut faire disparaître la couche

1. Voy. Riche, *Monnaies, Médailles et Bijoux*. Paris, 1889. (Bibliothèque des Connaissances utiles.)

d'oxyde et faire revenir la couleur de l'or (non pas celle de l'alliage original) en les plongeant dans une dissolution étendue acide ou alcaline, c'est ce qu'on appelle le *blanchiment*.

Les bijoutiers font fréquemment subir aux alliages la « mise en couleur », opération qui consiste à détruire superficiellement le cuivre en plongeant l'alliage dans une dissolution de 2 parties de nitrate de potasse, 1 partie d'alun et 1 partie de sel marin. L'or reste seul en relief et communique à l'alliage sa belle couleur jaune mat.

Les acides azotique et sulfurique attaquent les alliages d'or et de cuivre, mais ne dissolvent la totalité du cuivre que lorsque celui-ci n'est pas en proportion trop faible. Il y a une exception pour les alliages qui renferment moins de 6,5 pour 100 de cuivre, ceux-ci ne sont plus du tout attaqués par ces acides.

L'acide chlorhydrique est sans action sensible.

L'eau régale attaque tous les alliages d'or et de cuivre et dissout complètement les deux métaux.

**Alliages d'or et de mercure** ou **amalgames d'or.** — Le mercure dissout rapidement l'or à la température ordinaire pour donner des amalgames liquides, pâteux ou solides, suivant la proportion des deux métaux présents et la pureté de l'or. Une pièce d'or frottée avec du mercure est immédiatement pénétrée par ce dernier et devient extrêmement cassante. Lorsqu'on chasse le mercure par la distillation, l'or ne reprend pas toujours sa ductilité, une structure cristalline ayant souvent été introduite par le mercure.

Le mercure n'absorbe pas aisément de l'or finement pulvérisé, les particules tendent toujours à flotter à la surface du liquide.

L'amalgame formé de 90 pour 100 de mercure est liquide, celui qui renferme 87,5 pour 100 est pâteux

et celui qui contient 85 pour 100 cristallise en prismes d'un blanc jaunâtre, facilement fusibles.

En dissolvant de l'or précipité dans du mercure chauffé à 120° et en laissant refroidir la masse, on obtient encore un amalgame solide qui se sépare à la surface sous forme de lamelles cristallines blanches, dures et nacrées qui correspondent à la formule $Au^4Hg$ et dont la densité est de 15,412.

On obtient des amalgames à faibles proportions de mercure en chauffant de l'or et du mercure à différentes températures jusqu'au rouge sombre et en traitant la masse par de l'acide nitrique.

Les amalgames liquides, filtrés par compression à travers une peau de chamois, laissent passer du mercure qui contient des proportions d'or variables avec la température; mais nullement avec l'énergie de la compression. Kasentseff a montré que la proportion d'or contenu est de 0,11 pour 100 à 0°, de 0,126 pour 100 à 20°, de 0,650 pour 100 à 100°. L'amalgame isolé dans l'intérieur de la peau de chamois est blanc, solide et à peu de chose près formé de 2 parties d'or pour 1 partie de mercure.

On connaît également un alliage d'or et de mercure naturel, l'auramalgame, qui renferme 40 à 60 pour 100 de mercure, 31 à 40 pour 100 d'or et 5 pour 100 d'argent, et dont nous parlons dans le chapitre relatif aux minéraux d'or.

A la température du rouge vif, quel que soit l'amalgame, le mercure distille et, si la distillation n'est pas poussée trop vite, les vapeurs de mercure n'entraînent que très peu d'or. L'or retient toujours environ 0,1 pour 100 de mercure qui ne s'en va qu'à la température de fusion de l'or.

**Alliages d'or et d'argent.** — L'or et l'argent s'unissent en toutes proportions pour donner des alliages

plus durs, plus fusibles et plus élastiques que l'un ou l'autre de ces deux métaux.

L'alliage le plus dur est celui qui renferme 2 parties d'or pour 1 partie d'argent.

La couleur de l'or est sensiblement assombrie par l'addition d'une très faible quantité d'argent. En augmentant la proportion de ce dernier, la couleur varie du jaune verdâtre quand il y a 20 à 40 pour 100 d'argent, au blanc avec une teinte jaune à peine perceptible quand il y a 50 pour 100 d'argent et devient blanc d'argent quand l'alliage renferme plus de 60 pour 100 d'argent. Par des liquations successives, M. Pears a obtenu en octaèdres réguliers des alliages correspondant aux formules $Au^8Ag$, $Au^6Ag$ et $Au^2Ag$ et Levol a montré que l'or et l'argent étaient susceptibles de former une série de combinaisons définies, bien homogènes, répondant aux formules $Au^2Ag$, $AuAg$, $AuAg^2$ et $AuAg^{10}$. Ce dernier est employé en orfèvrerie sous le nom de *doré* ou d'*argent tenant or,* il renferme 8,4 pour 100 d'or et 91,6 pour 100 d'argent.

Les alliages qui contiennent moins de 20 pour 100 d'or se liquatent facilement lorsqu'on les maintient pendant quelque temps en fusion tranquille, il se précipite au fond un alliage contenant 1 partie d'or pour 5 parties d'argent $AuAg^2$, et de l'argent légèrement aurifère flotte à la surface.

On emploie, en orfèvrerie, des alliages d'or et d'argent, ainsi que des alliages triples d'or, d'argent et de cuivre. Nous donnons ici le tableau de ces alliages avec leurs noms et leurs compositions respectives, tableau que nous empruntons à l'*Encyclopédie chimique :*

| ALLIAGES | COMPOSITION EN MILLIÈMES | | |
| --- | --- | --- | --- |
| | OR | ARGENT | CUIVRE ROSETTE |
| Or vert. . . . . . . . . . | 750 | 250 | » |
| Or feuille morte. . . . . . | 700 | 300 | » |
| Or vert d'eau. . . . . . . | 600 | 400 | » |
| Or rose. . . . . . . . . . | 750 | 200 | 50 |
| Or anglais jaune.. . . . . | 750 | 125 | 125 |
| Or anglais blanc. . . . . . | 750 | 150 | 100 |
| Or anglais plus blanc. . . . | 750 | 170 | 80 |
| Or anglais très blanc. . . . | 750 | 190 | 60 |

On emploie encore en bijouterie, comme soudures, une série d'alliages dont nous empruntons la composition au même ouvrage.

| SOUDURES | COMPOSITION EN MILLIÈMES | | |
| --- | --- | --- | --- |
| | OR | ARGENT | CUIVRE |
| Pour ouvrages à un titre élevé | 562 | 167 | 271 |
| | 500 | 166 | 334 |
| | 485 | 273 | 242 |
| | 437,5 | 187,5 | 375 |
| | 409 | 318 | 273 |
| | 389 | 350 | 261 |
| | 375 | 333 | 292 |
| Pour ouvrages de moindre valeur | 333 | 667 | » |
| | 292 | 375 | 333 |
| | 187 | 500 | 313 |
| Difficilement fusibles pour ouvrages à émailler | 680 | 70 | 250 |
| | 600 | 150 | 250 |

Les soudures d'or, désignées sous le nom de soudures au quart, au tiers, au deux, sont formées respectivement de 3 parties d'or, 2 parties d'or, 1 partie d'or, avec 1 partie d'un alliage composé de 2/3 d'argent et de 1/3 de cuivre.

On trouve dans la nature des alliages d'or et d'argent, qu'on désigne sous le nom d'électrum lorsqu'ils renferment de 15 à 35 pour 100 d'argent. Ils sont de couleur jaune pâle et ont longtemps été employés par les Grecs et les Romains pour la fabrication de leurs monnaies d'or.

Les acides azotique et sulfurique attaquent ces alliages en dissolvant totalement l'argent, si la proportion de ce métal varie entre 60 et 75 pour 100. Une forte proportion d'argent reste, au contraire, indissoute avec l'or si le poids de l'argent tombe au-dessous de 60 pour 100.

L'acide chlorhydrique attaque à peine ces alliages, et l'eau régale ne dissout la totalité de l'or que lorsque la proportion d'argent contenu n'est pas trop considérable.

**Alliages d'or et de platine.** — Le platine donne avec l'or des alliages qui sont ductiles et malléables tant que la proportion de platine n'égale pas celle de l'or, et deviennent cassants quand cette proportion est dépassée.

La couleur varie du jaune d'or au gris suivant que la proportion de platine est inférieure ou supérieure à 50 pour 100.

Ces alliages ne sont attaqués que par l'eau régale qui les dissout facilement.

Il existe des alliages d'or, d'argent et de platine; ils sont plus élastiques et plus ductiles que les alliages binaires d'or et de platine. Ils sont attaqués par l'acide nitrique qui dissout tout l'argent et tout le platine en laissant l'or inattaqué, pourvu que l'argent soit en proportion suffisamment grande dans l'alliage (Rivot).

A propos des alliages d'or et de platine, M. E. Matthey a récemment remarqué un phénomène très cu-

rieux. Il a fondu 900 parties d'or avec 100 parties de platine dans un moule sphérique, et il a constaté que le platine se concentrait vers le centre de la masse, l'alliage étant de 900/98 à l'extérieur et de 845/146 au centre. Il en a conclu que l'or en se solidifiant tend à se débarrasser du platine.

**Alliages d'or et d'osmium.** — Ces alliages ont été signalés par Berthier. Ils sont ductiles et entièrement solubles dans l'eau régale, avec dégagement d'acide osmique.

**Alliages d'or et de palladium.** — Ces deux métaux s'unissent facilement et en toutes proportions. L'alliage formé de 6 parties d'or et de 1 partie de palladium est presque blanc; 4 parties d'or et 1 partie de palladium forment un alliage blanc, dur et ductile; à parties égales, l'alliage est gris de fer et est moins ductile que chacun des deux métaux.

On peut facilement préparer des alliages d'or, de palladium et d'argent, ils sont ductiles, mais sont plus denses et plus élastiques que les alliages d'or et de palladium.

Il en existe un dans la nature, la porpézite, qui renferme 86 pour 100 d'or, 10 pour 100 de palladium et 4 pour 100 d'argent; il se présente en grains cristallins jaunâtres.

**Alliages d'or et de rhodium.** — Ces alliages sont très ductiles, mais difficilement fusibles. L'alliage de 4 à 5 parties d'or et de 1 partie de rhodium est jaune d'or; il n'est pas attaquable par l'acide nitrique et s'oxyde par calcination.

On trouve dans la nature un alliage d'or et de rhodium, la *rhodite*, qui contient 61 pour 100 d'or, 38,5 pour 100 de rhodium et 0,5 pour 100 d'argent.

**Alliages d'or et d'iridium.** — On connaît un alliage d'or et d'iridium; il est jaune et ductile.

L'eau régale l'attaque en dissolvant la totalité de l'or et en laissant l'iridium sous forme de poudre noire.

**Liquation des alliages d'or.** — Cette question a été étudiée par M. Péligot et par le professeur Roberts-Austen. Ces deux savants ont montré que les alliages d'or et d'argent, ainsi que ceux d'or et de cuivre riches en or et exempts de toute impureté, ne présentaient pas le phénomène de la liquation.

M. Roberts-Austen a fait fondre un lingot d'or et d'argent au titre de 984,7 et a versé le métal fondu dans un moule sphérique en fonte. La température du métal fondu était plus élevée que celle du moule, et dans ce cas la position du métal solidifié en dernier lieu devait se trouver probablement aux environs du centre de la masse. De la sphère solidifiée qui avait $7^{cm},5$ de diamètre et pesait $4^{kg},340$, il découpa, suivant un plan vertical, un disque de $0^{cm},9$ d'épaisseur du diamètre de la sphère et qui pesait 961 grammes. Ce disque, il le lamina, le recourba suivant deux directions rectangulaires et le découpa en tranches horizontales qu'il soumit à l'analyse.

Les résultats de quatre-vingt-deux essais accusèrent des différences d'enrichissement si faibles vers les parties supérieures, qu'il conclut qu'à titre élevé l'or n'avait pas de tendance à rejeter pendant la solidification le métal bas avec lequel il était allié.

En 1889, le même métallurgiste examina la composition de deux grands lingots de $12^{kg},400$ chacun, aux titres de 896,2 et 978,5, et il trouva qu'ils ne présentaient pas de liquation bien définie.

Dans le cas des lingots ordinaires du commerce, les différences trouvées dans les prises d'essais des extrémités opposées des barres montrent que la composition

n'est pas uniforme, mais ce manque d'uniformité est dû sans doute à la présence d'éléments étrangers additionnés à l'or, à l'argent et au cuivre.

Dans cet ordre d'idées, il faut citer l'expérience de M. Louis Janin qui fit fondre trois lingots d'or avec du borax dans des creusets de graphite. Après un vigoureux brassage, il préleva, au moyen d'une cuiller, des échantillons de chacune des masses en fusion, échantillons qui donnaient à l'analyse :

| LINGOTS | OR | ARGENT | TOTAL |
|---|---|---|---|
| Lingot nº 1. . . . . . . . | 808 | 181 | 989 |
| Lingot nº 2. . . . . . . . | 809 | 180 | 989 |
| Lingot nº 3. . . . . . . . | 805 | 190 | 995 |

Il coula ensuite la masse liquide en lingotière, et il préleva des découpures aux angles diagonalement opposés des barres obtenues, découpures qui donnaient à l'analyse :

| LINGOTS | OR | ARGENT | TOTAL |
|---|---|---|---|
| Lingot nº 1. . . . . . . . | 784 | 191 | 975 |
| Lingot nº 2. . . . . . . . | 786 | 184 | 970 |
| Lingot nº 3. . . . . . . . | 778 | 201 | 979 |

M. Janin n'a pas analysé plus complètement ces lingots, de sorte qu'il n'a pas déterminé la nature des métaux étrangers contenus ; il est probable que c'est là que résidait la cause de la liquation.

M. Booth, de la monnaie de Philadelphie, a établi que la liquation des alliages d'or et de cuivre est amenée par la présence de faibles quantités de métaux bas, les plus influents étant l'antimoine, le bismuth et

l'arsenic, puis viennent le plomb, l'étain et le zinc. Le plomb, le bismuth et le zinc empêchent les alliages d'être parfaitement homogènes, ces métaux paraissent, en effet, se concentrer vers l'extérieur de la masse ; il est d'ailleurs probable que d'autres éléments, ayant un volume atomique supérieur à celui de l'or, produisent un effet semblable.

M. Edward Matthey a montré tout récemment que dans le refroidissement des alliages d'or qui renferment des métaux du groupe du platine, on arrive d'abord à avoir un alliage riche en or, les métaux le moins fusibles étant poussés vers le centre. Ainsi, en faisant l'essai d'un échantillon pris à la surface de la masse, on arrive, pour l'or, à un chiffre trop élevé, souvent de plusieurs centièmes.

De plus, on sait depuis longtemps que l'iridium et l'osmium se concentrent au fond de la masse. Ceci tient à ce que la température n'est généralement pas suffisamment élevée pour fondre ces éléments réfractaires et les allier à l'or, et ceux-ci, grâce à leur plus grande densité, tombent au fond du métal en fusion, sous forme de petites masses cristallines.

## V.

## Minéraux et minerais d'or.

Les minerais d'or sont peu nombreux, ils se réduisent à l'or natif et aux tellurures d'or.

### 1° Or natif.

L'or natif se présente tantôt en cristaux appartenant au système cubique et dans ce cas on le rencontre sous

forme d'octaèdres réguliers et de dodécaèdres rhomboïdaux groupés en rameaux ou en dendrites, tantôt en lames, tantôt en paillettes ou en grains arrondis. Quand ceux-ci atteignent une certaine grosseur on leur donne le nom de pépites.

Les pépites sont généralement d'un volume inférieur à celui d'un grain de groseille, mais on en trouve parfois de dimension extraordinaire, pesant 10, 15 et jusqu'à 40 kilogrammes. On cite une pépite de la Californie qui pesait 60 kilogrammes. En 1858, on en a trouvé une à Port-Philipps, en Australie, qui pesait 67 kilogrammes.

Quant aux paillettes, elles peuvent être d'une extrême finesse, les sables du Rhin en roulent de si minces qu'il y en a de 17 à 22 millions dans un kilogramme.

L'or préparé dans les laboratoires ne possède pas nettement les caractères minéralogiques de l'or natif. Un lingot d'or présente à sa surface des traces de cristallisation, telles que des pointements octaédriques, mais il faut, pour que les cristaux soient bien définis, avoir affaire à de l'or très pur.

La couleur de l'or natif varie du jaune d'or au jaune de laiton. Il est presque toujours allié à des quantités variables d'argent, de cuivre et de fer.

Il existe aussi des alliages d'or. Lorsque cet alliage naturel est tel qu'il renferme environ 2 parties d'or pour 1 partie d'argent, il prend le nom d'*électrum* ou *or argental*; on le rencontre en Sibérie, en Transylvanie, etc.

Dans la *porpézite* de l'Amérique du Sud, qui est d'un jaune blanchâtre, l'or est allié au palladium, il y a 25 pour 100 d'or. Au Mexique, on trouve quelquefois un alliage d'or et de rhodium ayant la couleur de l'or, et contenant des proportions très variables de rho-

dium dont la moyenne est de 0,34. La *rhodite,* qu'on trouve en Colombie, est un alliage d'or et de rhodium renfermant 34 à 43 pour 100 d'or.

L'*auramalgame* ou *amalgame d'or* se présente en petits grains blancs très mous qui contiennent 57 à 60 pour 100 de mercure. Sa formule est $Au^2Hg^3$ ; il a pour densité 15,5. On le rencontre en Colombie, en Australie et en Californie.

L'or natif se trouve le plus souvent dans des terrains de transports anciens, dits *alluvions aurifères,* formés en général de fragments et de cailloux roulés quartzeux, liés entre eux par un ciment argilo-ferrugineux très sableux, et dans lesquels on rencontre accidentellement des débris de roches primitives, du fer oxydulé magnétique, du fer titané et souvent aussi des minerais de platine et de diamants. Des dépôts immenses de cette nature sont exploités en Californie, en Australie, au Brésil, au Chili, dans les Monts Ourals et l'Altaï, en Afrique, etc.

Un grand nombre de rivières, et particulièrement le Rhin, roulent des paillettes d'or.

L'or natif existe aussi en filons dans les terrains anciens, tantôt pur avec gangue de quartz, tantôt disséminé en très petite quantité et, comme accidentellement, dans d'autres minerais métalliques, qui sont le plus souvent des pyrites de fer ou de cuivre, du sulfure d'antimoine ou des minerais d'argent. Nous en parlerons d'une façon détaillée dans le chapitre relatif aux gisements.

### 2° Tellurures d'or.

Le tellurure le plus répandu est la *sylvanite* $AuAgTe^2$ qui cristallise dans le système clinorhombique, l'angle des deux axes principaux étant de 89°35' ; elle présente un clivage très net, parallèle à la base (fig. 2).

La sylvanite est souvent en cristaux prismatiques ou aciculaires, étalés parallèlement entre eux sur une même surface plane ou croisés en dendrites sous des angles de 60 et de 120 degrés. L'ensemble affecte l'apparence de caractères persans d'où le nom de *tellure graphique*, *schrifterz* en allemand, donné quelquefois à l'espèce.

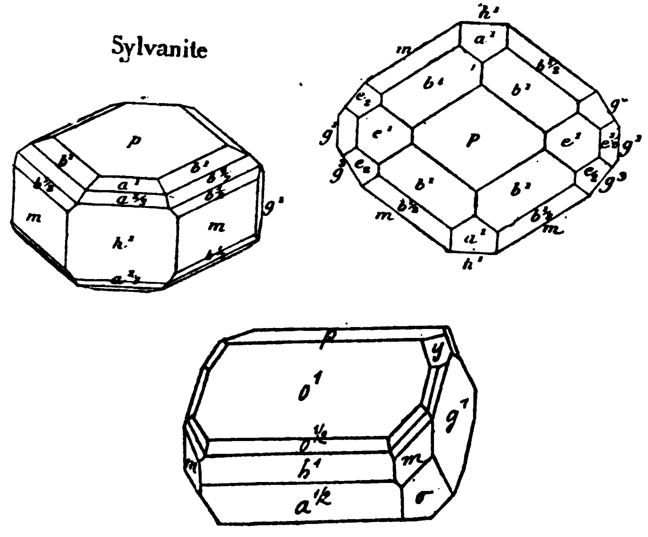



Fig. 2. — Cristaux de Sylvanite.

Sa couleur est intermédiaire entre le gris d'acier et le blanc d'argent, elle est quelquefois bronzée, avec l'éclat métallique. La densité de la sylvanite est comprise entre 7,99 et 8,33, et sa dureté varie de 1,5 à 2.

Ce minerai renferme de 24 à 30 pour 100 d'or et de 3 à 14 pour 100 d'argent.

Chauffé sur le charbon il abandonne un globule d'or ; quelques variétés donnent les auréoles du plomb et de l'antimoine.

La sylvanite se trouve sur le quartz, en petites veines dans les porphyres trachytiques de Transylvanie (d'où le nom de l'espèce).

La *calavérite* (du district de Calaverso en Californie) est un tellurure d'or $AuTe^4$, d'ailleurs très rare, en petites masses cristallines, d'un jaune de bronze, contenant 40,6 pour 100 d'or et environ 3 pour 100 d'argent.

La *krennerite* est un tellurure d'or avec argent et cuivre qui cristallise dans le système rhombique avec un plan de clivage parallèle à la base. Elle est d'un blanc d'argent et renferme 25 à 29 pour 100 d'or. Elle décrépite violemment au chalumeau, d'où le nom de *bunsénine* qu'on lui avait primitivement donné. On trouve la krennerite à Nagyag avec du quartz et de la pyrite.

La *nagyagite* ou l'*élasmose* qui a pour formule $(Pb, Au)^2(Te,S,Sb)^3$ cristallise dans le système quadratique (d'après M. Schrauf elle serait rhombique). Elle se présente sous forme de cristaux tabulaires avec un clivage facile vertical (fig. 3). On la rencontre généralement en masses feuilletées, d'où le nom de *Blättererz* que lui donnent les Allemands. La nagyagite est gris de plomb noirâtre avec un vif éclat métallique. Elle est sectile et flexible en lames minces. Sa densité varie de 6,85 à 7,20 et sa dureté de 1 à 1,5.

Elle contient de 5,8 à 12,7 pour 100 d'or, des traces d'argent et de cuivre, 54 à 60 pour 100 de plomb, 3 à 10 pour 100 de soufre (quelquefois avec 2 ou 4 pour 100 d'antimoine) et 15 à 32 pour 100 de tellure.

Chauffée dans un tube ouvert elle donne des sublimés d'acide antimonieux et d'acide tellureux. Sur le charbon elle donne une auréole d'oxyde de plomb enduit d'antimonite, de tellurite, de sulfate de plomb,

avec une globule d'or à la flamme oxydante. Elle est soluble dans l'eau régale. On la trouve en Transylvanie à Nagyag (d'où le nom de *nagyagite*) associée à la blende, à la rhodonite et à l'or, et à Offenbanya avec des minerais d'antimoine.

Citons également la *petzite* qui est un tellurure d'or et d'argent dont la formule est $Au^2Te + nAg^2Te$. Au Colorado et en Californie, on trouve généralement $n = 3$, ce qui correspond à 25,25 pour 100 d'or, 41,75 pour 100 d'argent et 33,00 pour 100 de tellurure.

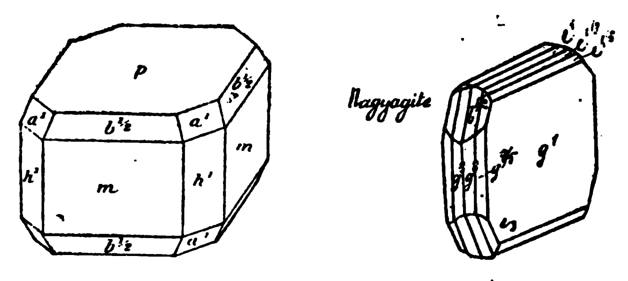



Fig. 3. — Cristaux de Nagyagite.

La *coloradorite*, minerai de tellure et de mercure, renferme de 6,3 à 6,8 pour 100 de quartz et d'or avec 55,8 à 52,3 de mercure, environ 2,5 pour 100 d'argent, 36,2 à 43 pour 100 de tellure et des traces de cuivre et de zinc.

Enfin, le tellure natif, rarement pur, renferme de 0,6 à 1,4 pour 100 d'or; celui du Colorado en contient quelquefois jusqu'à 7 pour 100.

Ainsi que nous l'avons dit, la composition de chacun de ces minerais est assez variable. Voici les résultats d'analyses faites sur les trois principaux d'entre eux et par des expérimentateurs différents :

| EXPÉRIMENTATEURS | OR | ARGENT | PLOMB | CUIVRE | TELLURE | ANTIMOINE | SOUFRE | FER |
|---|---|---|---|---|---|---|---|---|
| **SYLVANITE** | | | | | | | | |
| Klaproth. | 30,00 | 10,00 | » | » | 60,00 | » | » | » |
| Petz. | 26,97 | 11,47 | 0,25 | 0,76 | 59,97 | 0,58 | » | » |
| Siboez. | 26,47 | 11,31 | 2,27 | » | 58,81 | 0,66 | » | » |
| Hanko, | 25,87 | 11,90 | » | 0,10 | 62,45 | » | » | 0,40 |
| » | 26,077 | 11,574 | traces | 0,087 | 61,983 | » | » | 0,296 |
| **KRENNERITE** | | | | | | | | |
| Petz. | 26,75 | 8,50 | 19,50 | » | 44,75 | » | » | » |
| » | 24,89 | 14,68 | 2,54 | » | 55.39 | 2,50 | » | » |
| » | 28,98 | 10,69 | 3,51 | » | 48,40 | 8,42 | » | » |
| » | 27,10 | 7,47 | 8,16 | » | 51,52 | 5,75 | » | » |
| » | 25,31 | 10,40 | 11,21 | » | 44,54 | 8,54 | » | » |
| » | 29,62 | 2,78 | 13,28 | » | 49,96 | 3,82 | » | » |
| **NAGYAGITE** | | | | | | | | |
| Klaproth. | 9,00 | 0,5 | 54,00 | 1,30 | 32,20 | » | 3,00 | » |
| Brandès. | 8,44 | traces | 55,49 | 1,14 | 31,86 | » | 3,07 | » |
| Berthier. | 6,70 | » | 63,10 | 1,00 | 13,00 | 4,50 | 11,70 | » |
| Hanko. | 7,616 | traces | 57,203 | » | 17,856 | 6,956 | 9,950 | 0,338 |

Mais indépendamment des espèces minéralogiques dont nous venons de parler, on rencontre encore l'or combiné soit avec la silice, soit avec des sulfures ou des sulfoarséniures de fer, et, suivant qu'il est contenu dans l'une ou l'autre de ces gangues, il est plus ou moins réfractaire à l'amalgamation dont nous parlerons dans le chapitre relatif au traitement métallurgique. Nous nous contentons pour le moment de dire que, selon leur résistance à l'amalgamation, on distingue plusieurs catégories de minerais :

1° L'or peut être à l'état libre dans les roches d'où on le retire par un simple broyage et lavage sans addition de mercure, tels se présentent généralement les alluvions et les filons de quartz aurifères, ceux-ci du moins dans leurs parties supérieures ;

2° Les minerais simples, tels que les pyrites des quartz aurifères, donnent le plus souvent l'or par le travail ordinaire des moulins à or, c'est ce qu'on appelle le *free milling ore;*

3° L'or des parties profondes des filons n'est souvent pas amalgamable et passe dans les résidus (taillings) sous forme de sulfures, arséniures, tellurures, etc., c'est ce qu'on appelle le *refractory ore.* Il faut alors commencer par concentrer le minerai, et le traiter ensuite soit par une fonte plombeuse ou cuivreuse, soit par un procédé chimique ;

4° Une autre catégorie de minerais est celle où l'or existe en très faible quantité en présence d'un excès de minerais bas, tels que des minerais d'arsenic et d'antimoine. Ces minerais sont très difficiles à traiter au point que bien souvent on a été obligé de les abandonner ;

5° Enfin, une dernière catégorie est celle des tellurures d'or, que nous avons décrits en détail, que l'on traite en général en les concentrant d'abord et en les mélangeant ensuite avec d'autres minerais d'or.

# DEUXIÈME PARTIE

## GISEMENTS DE L'OR

### I.

### Généralités.

Pour la rédaction de ce chapitre, nous avons emprunté à MM. Fuchs et de Launay une partie des renseignements contenus dans leur traité des gîtes minéraux et métallifères. Nous avons d'ailleurs suivi pour ces descriptions l'ordre adopté par ces savants professeurs.

C'est à cet important ouvrage[1] que nous renvoyons ceux de nos lecteurs qui voudraient faire une étude plus approfondie de ces questions.

En général, presque tous les gisements d'or, qu'ils soient filoniens ou sédimentaires, subissent la loi de l'appauvrissement en profondeur en même temps que l'or s'y trouve renfermé dans des combinaisons complexes plus difficiles à traiter. Disons, en passant, que

1. *Traité des gîtes minéraux et métallifères*, recherche, étude et condition d'exploitation des minéraux utiles, description des principales mines connues, usage et statistique des métaux. Cours de géologie appliquée de l'École supérieure des Mines, par Ed. Fuchs et L. de Launay, 2 vol. gr. in-8. Paris, Baudry et Cie éditeurs.

la théorie per descensum qui prétend que les filons cessent tous complètement à une profondeur plus ou moins grande, paraît aujourd'hui abandonnée par la plupart des géologues. Pour donner une idée de cet appauvrissement en profondeur, il suffit de citer un filon d'Australie qui, jusqu'à 110 mètres de profondeur avait donné 50 grammes d'or à la tonne, n'en donnait plus que 30 grammes à 110 mètres, 25 grammes à 160 mètres, 15 grammes à 180 mètres. Le phénomène a été bien plus net encore à Berzowsk dans l'Oural, où, à la surface le filon donnait 75 grammes à la tonne alors qu'à 40 mètres on ne trouvait plus que 8 à 9 grammes, et dans l'Uruguay où plusieurs filons, renfermant à la surface 100 grammes d'or à la tonne, ne donnaient déjà plus que des traces du métal précieux à 50 mètres de profondeur.

Ce fait peut provenir, dans de certains cas, de ce que bien des gisements se présentent sous forme de fissures de retrait irrégulières et discontinues, de veines éparpillées dans les schistes, etc.

Mais la cause principale semble résider dans les phénomènes d'altération secondaire qui tous ont déterminé une concentration progressive de l'or au voisinage des affleurements.

Voici comment M. de Launay explique l'intervention de ces phénomènes :

Pour lui, ce qu'il faut considérer en premier lieu c'est la décomposition des pyrites aurifères, leur transformation en oxydes et souvent leur dissolution complète, tandis que l'or, primitivement emprisonné dans ces sulfures, se séparait, à l'état natif, dans les vides laissés au milieu du quartz et y formait souvent des cristaux assez volumineux et cela, sans doute, par une action de dissolution chimique suivie d'une reprécipitation sur place.

L'effet de la destruction de ces affleurements par les cours d'eau a été de produire, par préparation mécanique, une nouvelle concentration, plus parfaite, qu'on exploite dans les couches inférieures des placers. La préparation mécanique des éléments primitifs du filon a dû être suivie, là encore, par une action dissolvante, qui a pu « nourrir » certains cristaux, certaines pépites qu'on trouve non roulées et en accroître progressivement le volume.

Ces opérations de la nature, souvent poursuivies par le travail des cours d'eau récents qui ont déplacé et concentré les alluvions anciennes, sont achevées d'après le même principe par l'industrie de l'homme dans le traitement anx « sluices ».

Il résulte de ces indications que, lorsqu'on arrive dans une région aurifère nouvelle, on se trouve tout d'abord en présence des alluvions modernes, puis anciennes; mais à mesure de leur épuisement, généralement assez rapide, on remonte aux filons primitifs qui sont loin de présenter les premiers résultats brillants et causent bien des déboires dans les exploitations.

Cela explique comment le monde antique a pu vivre ainsi sur les mines d'or d'Europe et d'une faible partie de l'Asie et de l'Afrique, et dont, malgré nos procédés perfectionnés, nous n'arriverons plus à tirer que des produits insignifiants.

Ce n'est qu'avec les découvertes faites en Amérique, en Australie et dans l'Afrique du Sud, que notre siècle a pu accroître considérablement le stock de ce précieux métal. Mais, résultat facile à prévoir dans un temps relativement restreint, après que la terre aura été entièrement explorée et occupée par l'homme, la duction de l'or ira en diminuant très vite pour se re finalement à zéro.

## II.

## Age de l'or.

L'âge des venues aurifères est très variable ; il faut dire que le plus souvent il est mal déterminé. Les géologues anglais et allemands attribuent souvent à l'or des filons, l'âge du terrain encaissant ; cette façon de voir, basée sur la théorie de la sécrétion latérale, n'est généralement pas partagée par les géologues français.

On a cru pendant longtemps que l'or n'existait en quantités notables que dans les terrains paléozoïques, jusqu'à ce que dans l'étude des gisements de Californie, du Colorado, du Nevada, de Hongrie, etc., on se soit rendu compte d'une venue récente tertiaire. En réalité le phénomène est plus complexe et, comme pour tous les métaux, il est probable que chacun des plissements de l'écorce terrestre ait élevé un peu d'or vers les couches superficielles. Voici, d'après M. de Launay, la façon dont on envisage cette question :

Dans le terrain primitif (venue huromenire), on connaît de l'or associé à des amphibolites dans les Blackhills du Dakota (Etats-Unis) ; peut-être, au Nord de la Norvège, certaines pyrites aurifères, interstratifiées dans les gneiss, doivent-elles être également considérées comme contemporaines du métamorphisme qui a donné à ce terrain sa forme actuelle.

La venue calédonienne semble caractérisée dans le gîte de Bömmelö sur la côte de Norvège. Au milieu du silurien plissé, les filons de quartz aurifère sont en relation avec des roches granitiques. Plus à l'Ouest, sur la même chaîne, l'or calédonien se retrouve dans les filons du Merionetshire (Pays de Galles) encaissés dans le silurien. A l'Est également, l'or de Bérézowsk

(Oural) est associé avec des roches très analogues à des granulites, les bérésites, et la plus grande partie de l'or de Sibérie paraît dériver de filons encaissés dans le silurien. En Europe, il faut signaler la fréquence des mispickels aurifères. Au Sud de l'Équateur, on retrouve une zone aurifère du même âge qui comprend les poudingues dévoniens du Transvaal, les nombreux filons de l'Australie qui recoupent le silurien et sont certainement antérieurs au houiller, et les itacolumites aurifères du Brésil.

Plus tard, on trouve de l'or dans le carbonifère de la Nouvelle-Zélande, de la Nouvelle-Écosse, du Nouveau-Brunswick, dans le permien de l'Inde, dans le jurassique du Queensland, mais cet or se rencontre toujours à l'état détritique et rien ne prouve qu'il y ait eu réellement des venues d'or à ces époques.

Avec le crétacé, au contraire, recommencent les formations de filons aurifères qui se sont continuées pendant toute la période tertiaire.

C'est ainsi que, dans le Nord des Blackhills du Dakota, l'or accompagne des roches trachytiques de la fin du crétacé. Pour Whitney, une grande partie de l'or de la Californie date également de cette période. Cette venue tertiaire se retrouve en quelques points de la chaîne Alpe-Himalayenne, comme dans les Carpathes. En Australie, l'association de l'or avec des trachytes, notamment à Otago (Nouvelle-Zélande), prouve qu'on se trouve également en présence d'une formation tertiaire.

Il convient d'ajouter qu'à côté de cette venue acide où l'or est généralement accompagné de l'étain, il existe, dans chaque phase de plissement, une venue basique postérieure où l'or, associé à des sulfures divers, mais non accompagné de l'étain, se concentre à la périphérie de massifs de gabbro, diorite, serpen-

tine, etc. Ces venues basiques présentent beaucoup moins de netteté.

## III.

## Classification des gisements aurifères.

Les gisements aurifères se divisent en trois grandes catégories : or dans les roches, or filonien, or sédimentaire.

### Or dans les roches.

L'or exploitable dans les roches est pour ainsi dire inconnu ; on a néanmoins constaté sa présence dans trois séries de roches, très distinctes.

Il présente, dans certains cas, de grandes analogies de gisements avec l'étain ; analogies qui proviennent de ce que, comme lui, il est surtout soluble à l'état de chlorure ou fluorure et ne forme pas de combinaisons sulfurées.

Mais, tandis que l'étain s'est déposé en oxyde, l'or difficilement oxydable s'est, après ce départ chloruré, précipité le plus souvent à l'état natif.

En raison de cette intervention nécessaire des minéralisateurs énergiques, c'est également avec les parties supérieures scoriacées du bain métallique, c'est-à-dire avec les roches acides, qu'il est presque toujours venu au jour. Il se présente généralement dans les trachytes tertiaires alors que l'étain est plutôt lié aux granulites anciennes.

Il faut mentionner d'autre part certaines roches basiques, diorites serpentines, qui proviennent, au contraire, du fond des laccolithes et où l'or est resté avec d'autres métaux natifs ou incomplètement oxydés.

1° On le rencontre dans les granulites stannifères, telles que les bérézites de Bérézowsk dans l'Oural, roches formées de quartz et de mica blanc avec pyrite abondante, les granulites de l'Amérique du Sud, les granulites de Blackhills dans le Dakota, où il s'est isolé en stockwerks.

Dans la région stannifère du Plateau Central français, sur des massifs de granulite il existe de nombreux villages portant le nom de l'*Aurière* et situés apparemment sur d'anciennes exploitations d'or. On trouve également souvent de l'or dans les filons de mispickel et de wolfram, deux des satellites de l'étain ;

2° On le connaît dans des roches éruptives tertiaires, comme les trachytes d'Abrud Banya et de Vöröspatak, en Transylvanie, au milieu desquelles des fissures réticulées se sont, d'ailleurs, remplies de quartz aurifère ; il en existe également dans les andésites amphiboliques voisines du filon argentifère et aurifère du Comstock. On a trouvé au Mexique, dans l'État de Querrero, un trachyte altéré par des émanations hydrothermales, une poussière ocreuse d'or précipité chimiquement.

On comprend très bien d'ailleurs que la roche mère conserve des traces d'or, qui parfois peuvent la rendre exploitable, et cela quelle que soit la théorie générale adoptée, celle d'un départ des métaux du bain rocheux encore fondu sous forme d'émanations hydrothermales, ou celle d'une sécrétion postérieure ;

3° Certaines roches basiques semblent contenir un résidu d'or natif emprunté directement au bain métallique sans avoir passé par les combinaisons chlorurées. Citons par exemple les diorites de Sibérie qui fournissent, dit-on, l'or alluvionnaire de l'Obi, les serpentines de la Sierra Nevada (Espagne), de l'île Saint-Domingue, du Piémont, etc.

### Or filonien.

Quand l'or n'est pas inclus dans les roches, il s'isole, à une certaine distance, en filons, en conservant le plus souvent une relation plus ou moins immédiate avec la roche mère.

Ainsi tous les grands filons aurifères de Californie se trouvent au voisinage d'un granite récent et suivent la ligne de contact de ce granite avec les terrains qu'il a métamorphisés. Il en est de même pour certains filons de l'Amérique du Sud, la plus grande partie des filons de ce pays, étant, au contraire, en rapport avec les diorites.

Dans cette région, non seulement les filons aurifères suivent souvent le granite, mais cette roche elle-même contient souvent des traces d'or, or associé avec de la cassitérite, de la pyrite de cuivre et les composés du bismuth, du tellure, du sélénium, etc.

Les filons aurifères se rapprochent aussi souvent des roches trachytiques : en particulier, en Hongrie, au Comstock, etc. Un trachyte pyriteux du Queensland a donné jusqu'à près de 19 grammes d'or à la tonne. La plupart des filons de la Nouvelle-Zélande sont encaissés dans le trachyte.

La diorite encaisse des filons d'or dans l'Amérique du Sud, en Australie, au Venezuela, dans le Turkestan, etc.

Suivant la nature du *remplissage*, on distingue les gîtes filoniens en quatre catégories :

1° L'or se trouve dans une *gangue quartzeuse*, sans *minerais sulfurés complexes ;* c'est généralement le cas des parties hautes et altérées de gisements, où, à une plus grande profondeur, l'or se trouve engagé dans les sulfures. Cependant, il y a, paraît-il, des cas où l'or peut être en dissolution chlorurée ou fluorurée,

a cristallisé directement avec la silice, exceptionnellement même combiné avec celle-ci, ce qui rend son extraction difficile. Le quartz des filons aurifères est d'un aspect tout spécial, qui ne permet de le confondre avec aucun autre, si ce n'est avec un quartz stannifère. Nous avons déjà dit, en effet, que les gisements d'étain et d'or présentent une grande analogie.

Le quartz aurifère est peu transparent, rarement cristallisé, rarement cristallin, plutôt se rapprochant du quartz hyalin; il est souvent teinté de bleu dans les parties profondes, de rose dans les parties hautes. Les quartz calcédonieux et laiteux sont, presque toujours, stériles.

Le quartz qui renferme de l'or est, en général, corrodé, percé de trous et de cavités correspondant à d'anciens cristaux de pyrite dissous, souvent traversé de veinules ocreuses ; à ce point de vue, le quartz du grand filon californien, le *mother lode*, est bien typique.

En étudiant avec détail un quartz aurifère, on distingue quelquefois au milieu d'une masse quartzeuse, stérile, un système de veines réticulées d'une teinte un peu différente, correspondant, sans doute, à une fissuration de la silice gélatineuse et où l'or s'est concentré avec de la pyrite.

Il arrive souvent que, dans le traitement des quartz aurifères, une partie de l'or échappe à l'amalgamation, on suppose cet or combiné à la silice à l'état d'aurosilicate.

Les gisements de Callao au Venezuela, de Mount Morgan en Australie, présentent le type du quartz aurifère, où la pyrite n'existait qu'accidentellement.

Comme cas où l'or est accompagné de sulfure de fer, on peut citer les quartz de Berezowsk dans l'Oural, quartz probablement anciens, de Pestarena au Piémont, du pays de Galles, d'Eiswold en Norvège, de

Tacuarembo dans l'Uruguay, de Panama, ces deux derniers gisements sont encaissés dans des terrains anciens; puis les quartz aurifères d'Australie dont la formation est certainement antérieure à l'époque houillière, les quartz, au contraire, récents de Californie, du Mexique, du Chili, du Pérou, de Transylvanie. Tous ces gisements se présentent dans des conditions analogues ;

2° L'or peut se trouver dans des filons qui renferment des *sulfures complexes*, notamment des minerais de cuivre, de plomb ou d'argent.

C'est ainsi qu'on trouve de l'or dans les amas de pyrite cuivreuse de la province d'Huelva, de Fahlun, en Suède; dans ce dernier gisement, l'or est associé avec un séléniosulfure de bismuth et de plomb caractéristique.

Les chalcopyrites de Kritz, dans les Alpes Styriennes, d'Utica, de Boulder et de Gilpin au Colorado, sont assez riches en or pour être considérées comme de véritables gisements du précieux métal.

Les cuivres gris, très souvent argentifères, renferment également quelquefois de l'or, c'est le cas des filons d'Andalousie.

Plus rares sont les galènes qui renferment de l'or, citons cependant celles de l'Arizona.

Quant à l'association de l'or et de l'argent, elle se rencontre fréquemment. Citons les mines de Comstock et d'Eureka (Nevada), qui sont aussi bien exploitées pour l'or que pour l'argent.

L'or extrait d'un gisement quelconque est, le plus souvent, argentifère;

3° Une troisième catégorie de gisements filoniens est celle où l'on rencontre l'or associé avec le *mispickel*. Dans ce cas, le minerai n'a de valeur que par l'or contenu, il est en général très difficile à traiter. Tels

sont les gisements de mispickel aurifère de Passagem et de Favia au Brésil, à Santa-Cruz, au Honduras, etc. On perd une forte proportion d'or dans les résidus du traitement de ces minerais. On a tout récemment fait une tentative d'exploitation sur des minerais de ce genre en France dans le Cantal et dans le Puy-de-Dôme.

De cette catégorie se rapprochent les minerais antimonieux, tels que certains cuivres gris et, parmi les pyrites aurifères, celles qui retiennent l'or à l'état non amalgamable et forment les *concentrated américains:* c'est le cas qui se présente à Boitza, en Hongrie ;

4° Un certain nombre de filons présentent l'or et l'argent associés à des minerais *tellurés* plus ou moins complexes dans une gangue généralement quartzeuse, en particulier ceux du comté de Boulder au Colorado et d'Offenbanya et Nagyag, en Transylvanie. Ces filons tellurés sont généralement à gangue quartzeuse et contiennent fréquemment de la pyrite. A côté de ceux déjà cités, il faut nommer les tellurures de Rezbanya en Hongrie, de Sawodinskoi dans l'Altaï, du comté de Calaveras en Californie, de la Sibérie, du Chili, etc.

*Limite d'exploitabilité.* — La limite d'exploitabilité d'un filon aurifère dépend, tout naturellement, de la composition du minerai, de la difficulté pour l'exploitation, du prix de la main-d'œuvre, etc. C'est ainsi que, dans les Alpes, on a travaillé jusqu'à 8 grammes d'or à la tonne. A Pestarena, dans le Piémont, on couvre les frais avec 15 grammes à la tonne, tout en ayant une forte proportion de travaux de recherches. En Transylvanie, on arrive avec 10 grammes.

A Blackhills, où il y a de grands stockmestas, 7 grammes d'or à la tonne payent les frais d'exploitation.

Aux États-Unis, où la main-d'œuvre est très coûteuse, on compte 30 francs d'or comme limite d'exploitabilité.

Au Callao (Venezuela), il faut compter 70 francs d'or à la tonne pour couvrir les frais d'exploitation. Ces chiffres sont obtenus sur l'ensemble de l'exploitation d'une année, c'est ce qu'il importe de ne pas oublier quand on veut apprécier un gisement nouveau, où les teneurs données par les prix d'essai préalable sont généralement beaucoup plus élevés.

Nous donnons ici le tableau dressé par M. Hamilton Smith, qui résume les limites d'exploitation des filons le quartz aurifère (free milling ore) :

TABLEAU COMPARATIF DES CONDITIONS D'EXTRACTION ET DE TRAITEMENT DES QUARTZ AURIFÈRES A AIR LIBRE

| NOMS DES PAYS ET DES MINES | Années | NOMBRE de tonnes traitées | PRIX DE REVIENT EN FRANCS | | Rendement | Bénéfice | OBSERVATIONS |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| | | | | | fr. c. | fr. c. | |
| **États-Unis** (Californie) | | | | | | | Ces deux mines sont situées à 56 kilom. du chemin de fer Central Pacific. Le gîte a une puissance moyenne de 2m,40. Le salaire moyen est de 13 fr. par jour. Le bois est abondant. La force motrice est fournie par des moteurs hydrauliques. |
| Sierra-Buttes | 1885 | 49.412 | Extraction | 21.11 | 36.29 | 5.98 | |
| | | | Traitement | 2.91 | | | |
| | | | Frais généraux | 6.29 | | | |
| | | | Total | 30.31 | | | |
| Plumas-Eureka | 1885 | 50.839 | Extraction | 22.67 | 39.52 | 10.56 | |
| | | | Traitement | 3.17 | | | |
| | | | Frais généraux | 3.12 | | | |
| | | | Total | 28.96 | | | |
| **Dakota** | | | | | | | Ces trois mines sont situées à 400 kilom. du chemin de fer Union Pacific. La puissance du gîte va de 4m,50 à 21m et au-delà. Le salaire moyen est de 13 fr. à 15 fr. 60 par jour. Le bois se trouve à environ 28 kil. des exploitations et y est amené par un chemin de fer spécial. L'eau est assez chère : 100 fr. par batterie de 5 pilons et par semaine. Le puits le plus profond atteint 150m. Sa force motrice est la vapeur. |
| Homestake | 1882-1883 | 162.420 | Extraction | 13.21 | 34.32 | 13.36 | |
| | | | Traitement | 6.08 | | | |
| | | | Roulage | 0.47 | | | |
| | | | Frais généraux | 1 20 | | | |
| | | | Total | 20.96 | | | |
| | 1883-1884 | 173.645 | Extraction | 14.06 | 30.99 | 9.20 | |
| | | | Traitement | 6.29 | | | |
| | | | Roulage | 0.42 | | | |
| | | | Frais généraux | 0.99 | | | |
| | | | Total | 21.79 | | | |
| | 1884-1885 | 193.633 | Extraction | 10.60 | 29.79 | 12.90 | |
| | | | Traitement | 5.25 | | | |
| | | | Roulage | 0.26 | | | |
| | | | Frais généraux | 0.78 | | | |
| | | | Total | 16.89 | | | |
| Father de Smet | 1883 | 94.418 | | 12.95 | | | |
| | 1885 | 96.917 | | 11.02 | | | |
| Caledonia | 1885-1886 (10 mois) | 44.305 | Extraction et frais généraux | 10.70 | 23.81 | 8.47 | |
| | | | Traitement | 4.58 | | | |
| | | | Total | 15.34 | | | |

| | | | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|---|---|
| [illegible] | | | [illegible] | [illegible] | | | [illegible] |
| | 1882 | 20.321 | Equipement | 27.09 | 454.68 | 218.92 | à 180 kilomètres de la rivière de l'Orénoque. Les frais de transport varient de 0 fr. 45 à 0 fr. 80 par kilogramme. Les salaires varient de 10 à 16 fr. par jour Le bois est en abondance dans le voisinage des mines, il revient de 40 à 50 fr. la tonne (à cause des frais de main d'œuvre). La profondeur maxima est de 212m. La puissance moyenne du gîte est de 1m,50 au Callao et de 1m,25 à New-Potosi. Le débit d'eau des mines ne dépasse pas 950 mètres cubes par minute au Callao et est très faible à New-Potosi |
| | | | Traitement | 58.19 | | | |
| | | | Traitement, pyrites et divers | 14.04 | | | |
| | | | Fournitures | 10.03 | | | |
| | | | Frais généraux | 30.11 | | | |
| | | | Administration à Bolivar | 25.06 | | | |
| | | | TOTAL | 235.76 | | | |
| | 1883 | 21.768 | Prix de revient | 201.39 | 524.78 | 294.27 | |
| | | | Administration à Bolivar | 29.12 | | | |
| | | | TOTAL | 230.51 | | | |
| CALLAO | 1884 | 28.353 | Extraction | 95.00 | 553.95 | 371.07 | |
| | | | Traitement | 37.70 | | | |
| | | | Travaux neufs | 14.46 | | | |
| | | | Frais généraux | 7.33 | | | |
| | | | Administration à Bolivar | 28.39 | | | |
| | | | TOTAL | 182.88 | | | |
| | 1885 | 42.509 | Extraction | 62.55 | 233.01 | 118.82 | |
| | | | Traitement | 25.90 | | | |
| | | | Travaux neufs | 11.75 | | | |
| | | | Frais généraux | 5.77 | | | |
| | | | Administration à Bolivar | 8.22 | | | |
| | | | TOTAL | 114.19 | | | |
| | 1er semestre 1886 | 32.383 | Extraction | 61.80 | 275.00 | » | |
| | | | Traitement | 20.58 | | | |
| | | | Travaux neufs | 3.14 | | | |
| | | | Frais généraux | 3.10 | | | |
| | | | TOTAL | 88.62 | | | |
| | | | (non compris les frais d'administration à Bolivar). | | | | |
| NEW-POTOSI | 11 derniers mois de 1884 | » | | 244.19 | 110.55 | 133.64 | |
| **Australie** | | | | | | | |
| COMPAGNIE PORT-PHILIPPE | 1857-1877 | 969.252 | Prix de revient moyen | 29.74 | 38.37 | 8.63 | Puissance des gîtes 0m,60 à 9m. Profondeur 336m. Main-d'œuvre et bois moins cher qu'au Dakota. |
| COMPAGNIE DE CLUNES | 1875-1881 | 380.378 | Prix de revient moyen | 23.24 | 28.91 | 5.67 | |

### Or sédimentaire.

L'or sédimentaire peut provenir soit du remaniement de gisements antérieurs, soit de la précipitation directe d'une dissolution aurifère dans les eaux d'un bassin. Le premier cas est le plus fréquent, c'est celui de la majeure partie des alluvions aurifères et, probablement aussi, des grès et conglomérats aurifères du Transvaal, du Queensland, de la Nouvelle-Zélande, etc. Le second cas paraît également se présenter, l'or, soit sous forme d'or natif, soit surtout sous forme de pyrite aurifère ayant cristallisé pendant le dépôt même de certaines couches. Ce mode de formation est conforme à celui de bon nombre de minerais métalliques ; c'est ainsi que la pyrite, si souvent associée avec l'or, s'est déposée constamment dans ces conditions.

Or, l'or se dissout assez facilement dans une eau chargée d'azotates ou de chlorures, il en est précipité par les mêmes actions réductrices produisant le précipité de sulfures, on conçoit donc très bien que de la pyrite aurifère ait pu cristalliser dans un terrain en formation. C'est ainsi que l'on suppose que l'or des placers californiens ne provient pas de la simple destruction mécanique des filons de quartz voisins, mais a été précipité en même temps que la silice, habituel ciment des conglomérats, par les eaux qui la tenaient en dissolution.

La présence de l'or dans ces eaux est due, d'après M. Laur, à l'épanchement des venues hydrothermales, à la surface avec leurs excès d'éléments minéraux, or, silice, etc.; d'après Lock, à une dissolution chimique de l'or, préexistant dans les terrains, par des eaux superficielles chargées de sel, et à une reprécipitation en présence de matières organiques.

En résumé, on est d'accord pour admettre qu'une simple préparation mécanique n'explique pas suffisamment certains faits comme le volume de certaines pépites, leur forme cristalline intacte, — alors que l'eau a dû, tout autour, détruire le quartz dur et résistant, — leur composition chimique plus pure, etc.

Différentes expériences ont été faites pour démontrer la possibilité que des actions de dissolution chimique aient pu se joindre aux actions mécaniques pour produire la concentration de l'or dans ses gisements. Citons entre autres l'expérience de Sonstadt qui a démontré la solubilité de l'or dans l'eau de mer, celle de Bischoff qui a prouvé la solubilité du sulfure d'or dans une dissolution saturée d'acide sulfhydrique ou du chlorure d'or en présence de persels de fer. M. Eggleston, de New-York, en mettant l'or en présence de divers réactifs dans les tubes ouverts ou scellés à des températures et des pressions diverses, a constaté la réaction de l'or dans du chlorure de sodium, additionné d'une goutte d'acide nitrique en tube scellé, dans l'azotate d'ammoniaque mêlé de chlorhydrate d'ammoniaque en tube ouvert, au bout de quatre mois dans une eau alcaline chargée de matières nitreuses. La tourbe a précipité l'or en de petites masses comparables à des pépites. M. Eggleston a en outre découvert, dans une mine du Dakota, des filaments d'or natif ayant cristallisé sur des bois de mine trempant dans des eaux acides.

Parmi les gisements sédimentaires, on peut ranger certaines couches du terrain primitif, où l'on trouve parfois de l'or, de même qu'on y exploite du sulfure de fer, de l'oxyde de fer, intercalés en lentilles. Tels sont les gneiss aurifères de Sibérie et des Alleghany, les schistes amphiboliques et les chlorophyllites aurifères de la Géorgie et de la Caroline du Nord. L'or

est-il là contemporain du dépôt primitif ou seulement des actions métamorphiques qui ont donné, à des terrains sédimentaires, l'aspect de gneiss, de micaschistes, etc., c'est ce qu'il serait difficile d'expliquer. Les itacolumites aurifères du Brésil présentent déjà des caractères sédimentaires plus nets, leur âge semble également plus récent, peut-être silurien.

Parmi les autres gisements qui paraissent appartenir au silurien, il faut citer certains poudingues aurifères du Queensland, de l'Inde, de Sierra Jadena en Espagne, de Gippre Land en Espagne.

Le dévonien renferme les conglomérats du Transvaal.

L'or sédimentaire est plus rare dans les terrains récents. En Australie cependant, beaucoup de terrains, depuis le houiller jusqu'au jurassique, renferment de l'or provenant des remaniements des filons par les eaux. C'est ainsi qu'on a trouvé, dans la Nouvelle-Zélande, des terrains carbonifères contenant de l'or au-dessus de couches de charbon. De même, dans le Nouveau-Brunswick, il a été signalé un conglomérat carbonifère contenant de l'or visible avec des galets de quartz. En France, on a reconnu la présence de l'or dans les conglomérats houillers de la vallée du Gardon (Cévennes).

Dans le permien, on a signalé de l'or détritique à Talchir dans l'Inde.

Les environs de la rivière Barcoo, au Queensland, présentent de l'or dans des couches jurassiques au voisinage d'Ammonites. Des traces d'or ont été découvertes dans le calcaire liasique des Hautes-Alpes.

Enfin, les époques pliocènes et pléistocènes se font remarquer par les grands dépôts aurifères, sous forme d'alluvions et de placers, de la Californie, de l'Australie, de la vallée du Rhin, de la haute Italie,

d'Espagne, de Russie et de Sibérie, de l'Inde, d'Afrique, etc.

## IV.

## Gisements d'or filoniens.

### Filons aurifères du Venezuela (el Callao).

L'or a été découvert au Venezuela, en 1849, par le D[r] Panard, dans la rivière Yuruari. Depuis, l'industrie de l'or s'est beaucoup développée dans ce pays, mais les difficultés d'exploitation nécessitent tant de frais que jusqu'ici une seule mine, celle du Callao, a pu réaliser des bénéfices.

Ces mines du Callao sont situées, au sud de l'Orénoque et à l'est de Bolivar, sur la rive droite du Yuruari, près de Nueva-Providencia.

On y exploite un filon principal de quartz aurifère, filon qui présente, aux affleurements, la forme d'un arc de cercle, dont la corde est dirigée du nord au sud (fig. 4), et qui, en profondeur, se dévie légèrement vers l'ouest. Son inclinaison est dirigée vers l'ouest, et varie en profondeur. Son pendage moyen est de 42°, c'est-à-dire assez faible.

La roche encaissante, bleuâtre, feldspathique, appartient, d'après M. Cumenge, à la famille des diorites. Elle se décompose à la partie supérieure et donne naissance à une sorte d'argile bleue ou *cascao,* qui paraît antérieure à la venue aurifère.

Le remplissage du filon est constitué par un quartz très blanc, à cassure esquilleuse, et qui présente souvent une texture rubanée spéciale.

Près des épentes on aperçoit des mouches et des cristaux de pyrites qui ailleurs sont peu abondantes.

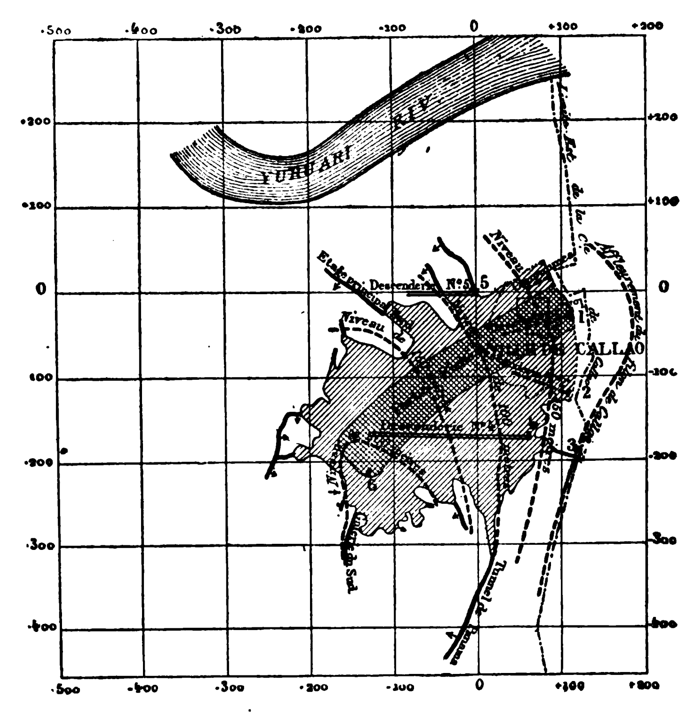



**Fig. 4. — Plan horizontal de la mine de Callao en juillet 1887 (d'après de Launay).**

**Échelle au $\frac{1}{9.000}$**

L'or libre est, soit invisible, soit en gros grains ou en taches (coarse gold). Dans les morceaux provenant de l'abatage, on trouve souvent des grains d'or affectant la forme de champignons, ce qu'on a cru pouvoir attribuer à une sorte de rochage d'une roche saturée.

L'épaisseur du filon varie de $0^m$,35 à 3 mètres, en moyenne elle est de $1^m$,60.

La partie la plus riche du filon est la partie centrale, aujourd'hui à peu près épuisée, elle a fourni jusqu'à 250 grammes d'or à la tonne.

L'extraction a donné lieu à des quantités de minerai variable avec les périodes. C'est ainsi que de 1871 à 1881 on a extrait 91,046 tonnes renfermant 110 grammes d'or à la tonne ; de 1881 à 1884, on a extrait 67,073 tonnes de minerai avec 140 grammes d'or à la tonne; en 1884, la quantité de minerai extrait s'est élevé à 31,261 tonnes avec une teneur de 175 grammes d'or, et, en 1885, la mine a fourni 46,868 tonnes de minerai avec 80 grammes d'or à la tonne. Depuis, la production a diminué et la teneur également.

L'exploitation se fait au moyen de deux grandes tailles descendantes inclinées, en soutenant le toit, soit par des piliers en maçonnerie, soit par des boisages.

Les frais d'extraction et de traitement se sont élevés en 1881 à 161 francs, en 1883 à 201 francs, en 1885 à 106 francs. En 1888, on a pu traiter, sans perte des minerais ne donnant que 23 grammes d'or à la tonne.

A côté des filons du Callao se trouvent un certain nombre d'autres filons, tel le filon de *Corinna* à l'est et celui d'*American Company*, au voisinage de Callao, ils ont, le premier $1^m$,20 et le second $0^m$,50 de large et sont situés tous deux dans les schistes.

Le plus important de la région, après ceux de Callao, est le filon de *Chile* au sud de Potosi. Il est dirigé du nord au sud et a une épaisseur qui varie de $0^m$,60 à 3 mètres. C'est un filon quartzeux avec or visible et invisible, oxyde de fer, etc. ; il est parsemé de cavités cubiques prouvant l'existence de cristaux de

pyrites dissous et contenant des traces d'or. Une veine noirâtre « quartzo morado » longe le quartz aurifère blanc et en est séparé par quelques centimètres de « cascao ». Ce filon a été exploité jusqu'à 30 mètres de profondeur.

Un gisement de surface d'une nature spéciale, la *tierra de flor,* ainsi qu'un filon de quartz aurifère étaient exploités avant 1886 à environ 3 kilomètres du Callao, par la C^ie^ *Union*. La *tierra de flor,* située à $0^m,40$ ou 1 mètre au-dessous du sol, contient des blocs de quartz aurifère, et une agglomération de grains d'hématite brune pisolithique appelée « moco de hierro ». Lavée, cette terre donne, en outre, des cristaux décomposés de pyrite de fer, du sable non magnétique et des pépites d'or, dont la plus grosse, trouvée dans le pays, pesait 7 kilogrammes.

### Filons aurifères de Bérézowsk (Oural).

Ces gisements se trouvent à 12 kilomètres d'*Ekaterinenburg,* sur un plateau de schistes chloriteux et talcschistes traversés par des filons de bérézite, roche se composant, comme les granulites, de quartz de feldspath et de mica blanc, avec cette particularité qu'aux affleurements elle renferme fréquemment de l'hématite brune provenant de la décomposition de la pyrite de fer.

Les terrains schisteux sont imprégnés de sels métalliques et en particulier de sulfure de fer qui leur donne une teinte rougeâtre, de là le nom local de *krassiks*. Bérézites et schistes renferment de l'or.

Les gisements aurifères se présentent sous forme de filons quartzeux très minces ayant de 3 à 7 centimètres d'épaisseur, et de veines spathiques souvent juxtaposées au quartz dans la même fissure. Ces veines, toujours aurifères, semblent provenir d'une fissuration

ayant suivi la venue de bérézite et d'une concentration des éléments qui se disséminaient dans celle-ci.

La richesse diminue partout en profondeur. D'ailleurs, on ne peut pas descendre plus bas que 40 mètres, étant arrêté par les eaux.

On n'exploite pas à moins de 10 grammes à la tonne, la teneur moyenne est de 30 à 40 grammes.

La production en or a été, en 1885, de 403 kilogrammes.

D'autres gisements de l'Oural, moins importants que ceux dont nous venons de parler, sont encore à signaler, tels sont ceux du territoire de *Miask*, et des territoires des *Bachkirs* et des *Cosaques d'Orenbourg*, ayant fourni en 1885, les premiers, 154 kilogrammes, et les autres 1,097 kilogrammes d'or.

### Filons aurifères du Piémont.

On trouve, dans les Alpes occidentales, un assez grand nombre de gisements aurifères présentant l'or associé avec de la pyrite, parfois sous forme de filons nets, le plus souvent sous forme d'injections très ramifiées, dans les terrains primitifs et paléozoïques. Ces venues hydrothermales pyriteuses présentent sans doute, ainsi qu'il arrive souvent, quelques relations avec la zone de roches vertes (*pietre verde*), qui existe dans la même région et en aval de laquelle les alluvions semblent seulement devenir aurifères.

On rencontre tout d'abord à *Gondo* (Suisse), près de la frontière d'Italie, des filons de pyrite aurifère, encaissés dans des gneiss à grains fins dirigés E. 40° N., et plongeant régulièrement vers le sud, sous un angle de 32°. La teneur en or de ces filons est assez faible ; le plus riche, celui de Camozetta, contient cependant jusqu'à 30 grammes d'or à la tonne.

Plus au sud-ouest, au pied du mont Rose, au-dessous

de Macugnaja, se trouvent les mines du *Val Anzasca*, divisées en deux districts : *Val Toppa* et *Pestarena*.

A *Val Toppa*, il n'existe pas des filons proprement dits, mais on a affaire à des injections sans salbandes, avec ramifications secondaires, dans des schistes talqueux considérés comme précambriens. La figure 5 représente des coupes transversales de ce gisement.

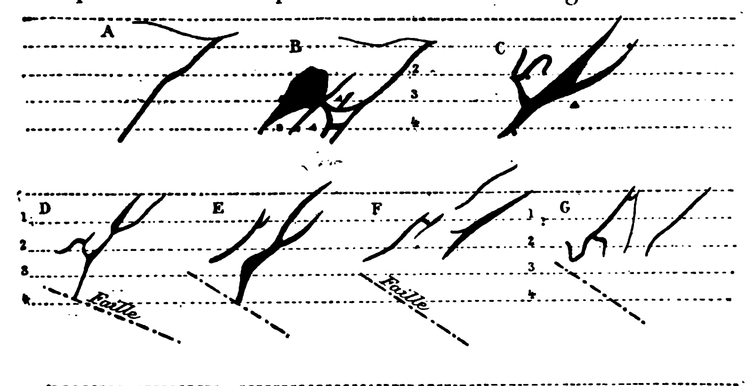



Fig. 5. — Coupes transversales A, B, C, D, E, F, G, de 50 en 50 mètres, du gîte aurifère de Val Toppa (d'après M. de Launay).

A *Pestarena*, au contraire, on se trouve en présence de véritables fractures filoniennes disposées en éventail, ayant des salbandes et semblant se terminer en profondeur.

L'or s'est concentré dans les zones de décomposition et notamment dans certaines veines oxydées noires qui traversent le quartz. Le quartz lui-même ne contient pas ou très peu d'or.

La teneur est de 13 grammes à Val Toppa et de 17 grammes à Pestarena. La production totale d'or a été, en 1890, de $169^{kg}$,758 d'or. Ce qui rend l'exploitation de ces gisements pénible c'est la très forte proportion de travaux de recherches nécessaires.

Citons encore les filons de pyrite aurifère d'*Alagna* dans la vallée de la Sésia, de *Valtournanche*, de *Pratiglione*, de *Ceres*. Ces filons sont tous aujourd'hui en pleine exploitation.

### Filons aurifères du pays de Galles.

Il existe un district aurifère dans le *Merionetshire*, près de l'estuaire de la Mawdach. L'or se présenta pour la première fois en 1854 dans les mines de cuivre de Clogau, Vigra, etc.

On se trouve là en présence de filons quartzeux N.-O. S.-E., avec minerais de cuivre, d'argent et, plus rarement, de plomb, de veines N.-E. S-.O. de carbonate et sulfate de baryte avec galène et blende, de veines de quartz aurifère E.-O. recoupant tous les autres filons et enrichies à leur intersection. L'exploitation de ces gisements a donné, en 1887, 12,000 tonnes de quartz et 457 kilogrammes d'or, ce qui fait une teneur d'environ 40 grammes par tonne.

En dehors du pays de Galles, la Grande-Bretagne possède des gisements d'or dans le *Cornwall*, près de Davidstowe, gisements formés par des veines de quartz recoupant des schistes métamorphiques au voisinage de la granulite.

Citons encore les filons de quartz pyriteux aurifère de *Ballymurtagh* en Irlande, et les alluvions aurifères de *Crawford* en Écosse.

### Filons aurifères de Norvège.

L'or se présente à *Bömmelo*, au débouché du Hartangerfjord, sous forme de filons de quartz aurifères qui semblent en relation avec le granite. La région porte l'empreinte du plissement calédonien de Scandinavie et présente des roches volcaniques, coulées et tufs de diabases.

Au nord de Christiania, à Eiswold, on a exploité des filons de sulfures de fer et de cuivre renfermant de l'or natif. Ces filons sont parfois interstratifiés et ont ceci de commun avec ceux des Tauern aux environs de Salzbourg et de Brandholz dans le sud-ouest du Fichtelgebirje, où des veines quartzeuses relient des lentilles de quartz interstratifiées, qui renferment de la pyrite de fer, du mispickel, de la stibine avec une certaine proportion d'or natif.

**Filons aurifères d'Australie.**

L'Australie est caractérisée par un grand plissement antérieur au houiller qui a déterminé une zone de terrains parallèles antérieurs aux filons aurifères.

Les gisements se présentent généralement sous forme de fractures longitudinales parallèles au plissement. L'âge des filons est déterminé par ce fait qu'ils ne passent jamais des couches anciennes fortement plissées dans les couches carbonifères, qui les recouvrent en stratification discordante.

En procédant par voie d'importance industrielle il faut commencer par citer les filons de quartz aurifère de la province de *Victoria*, où l'on a reconnu plus de 3,000 filons, généralement encaissés dans le silurien et pouvant atteindre 25 ou 30 mètres de puissance. Ces filons sont accompagnés de filons de diabase, la diabase elle-même contient de l'or. La figure 6 indique la coupe d'un filon de la mine de Waverley dans la province de Victoria. C'est aujourd'hui de ces filons qu'on extrait la plus grande partie de l'or de la province (tout d'abord tirée des alluvions).

On y exploite avec profit des filons dont la teneur descend à 6 grammes d'or à la tonne ; ce chiffre est inférieur aux chiffres limites de la plupart des autres pays.

Dans le district d'*Ararat* (province de Victoria), le *Campbell's Reef* a donné, de 1857 à 1879, 106,000 tonnes de quartz tenant 2,400 kilogrammes d'or.

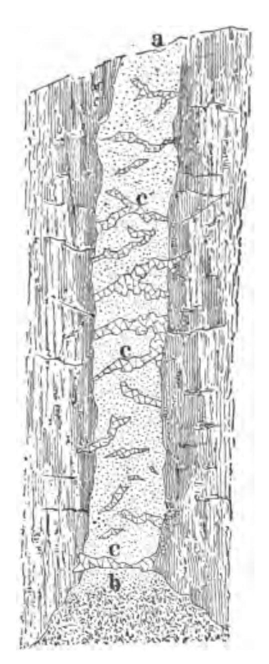



**Fig. 6. — Coupe d'un filon de la mine Waverley dans la province de Victoria.**

*a*, *b*, filon de roche verte décomposée ; *c*, veines de quartz aurifère.

Dans le district du *Gippsland*, où la teneur moyenne atteint 36 grammes, on a extrait en 1879, 30,000 tonnes de minerai donnant 108 kilogrammes de métal précieux. Le district de *Ballarat*, où la teneur était de 9 grammes, celui de Sandhurst, où la teneur était de 14 grammes, ont respectivement fourni, de 1857 à 1879, 3,150 et 3,248 kilogrammes d'or.

Dans la *Nouvelle Galles du Sud,* qui jusqu'en 1871 n'était exploitée que pour ses alluvions, on a découvert quelques filons très riches, tels que ceux d'*Emu Creek,* d'*Hawkins' hill,* de *Mitchell's Creek* et *Kaiser* qui en quelques mois ont donné plusieurs millions d'or.

Dans le *Queensland,* on a découvert en 1885 les gisements de Croyaon qui ont fourni en 1887 plus de 3 millions de francs d'or. Citons également dans cette province les champs aurifères de *Charters towers,* de *Gympie,* de *Marengo,* de *Palmer,* de *Normanby.*

Le champ de *Charters towers* se trouve à l'ouest d'un massif de granite et de syénite bordé par des schistes et des grès siluriens. Les filons aurifères sont souvent interstratifiés dans les schistes siluriens, où ils forment un faisceau courbe.

Dans le district de *Gympie,* les porphyres occupent une grande étendue au milieu des terrains siluriens et dévoniens. Les filons, dirigés du nord au sud, tandis que la schistosité est nord-ouest, contiennent généralement l'or associé avec des pyrites, du quartz et de la calcite. Les filons de quartz aurifère du district de Marengo entourent le granite et y pénètrent quelquefois.

Le district de *Normanby* est presque exclusivement formé de terrains anciens qui ont subi, avant le carbonifère, un profond métamorphisme. On y trouve l'or à l'état d'inclusions dans des pyrites.

Les gisements de l'*Australie du Sud* sont moins importants que les autres ; citons ceux d'*Echunga,* de *Barossa,* etc.

### Gisements de la Nouvelle-Zélande.

L'or a été découvert à la Nouvelle-Zélande en 1852, mais c'est seulement en 1861 que fut installée la pre-

mière exploitation méthodique. La production d'or qui était en 1889-90 de 6,274 kilogrammes a été, en 1892, de 7,830 kilogrammes, valant 23,868,000 francs, moitié de cette production vient de la côte occidentale de l'île sud. Cet or provient soit de filons, soit d'alluvions, nous parlerons de ces dernières plus loin.

*Filons de quartz aurifère.* — La venue de l'or en Nouvelle-Zélande paraît appartenir à deux ou trois époques : on en rencontre en lentilles interstratifiées et en filons dans les micaschistes d'Otago, puis dans le silurien et le carbonifère, caractérisé par des venues éruptives de granite, syénite, diorite, serpentine, etc.; enfin on en trouve dans les andésites tertiaires de la province d'Auckland.

Les principaux filons aurifères de la Nouvelle-Zélande sont dirigés est-ouest avec pendage nord. Ses parties riches occupent dans le quartz des zones irrégulières. L'or se trouve, de préférence, sur l'une des épontes, et souvent des veines secondaires sont plus productives que le filon principal.

Beaucoup de ces filons, composés de quartz bleu avec pyrite de fer parfois cuprifère, un peu de marcassite, de cuivre gris et de blende, prennent une allure différente, suivant qu'ils sont encaissés dans les grès ou dans les schistes, plus nets dans les grès, tentant à s'interstratifier et à s'éparpiller dans les schistes. Dans les schistes, ce sont des filons de $1^{m},50$ de puissance maxima, dans le grès ils ont $1^{m},25$ de puissance moyenne. On exploite surtout, jusqu'ici, la partie superficielle altérée, où l'or natif s'est isolé par suite de la disparition de la pyrite. Voici quelques exemples de ces filons :

Les plus productifs sont les filons de l'Auckland, dans le district de Thames, Coromandel, et dans celui d'Ohinemuri.

Dans le district de *Coromandel* on comprend les mines de *Try Fluke*, *Red Mercury* et *Great Mercury* (Kuatonu) (fig. 7). A Try Fluke, on exploite deux filons,

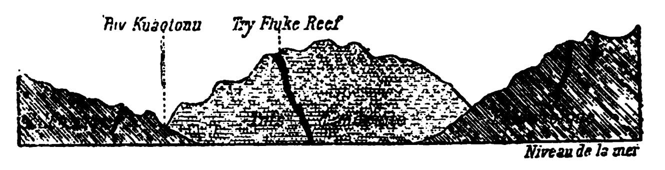



Fig. 7. — Coupe des gisements de Kuatonu.

l'un de $0^m,50$ à $0^m,60$ de large, l'autre de 1 mètre à $1^m,30$, dont le rendement moyen a été en 1892 de 490 grammes.

Le principal filon du district, celui de *Try Fluke*, qui a une épaisseur moyenne de 2 mètres avec une direction N.-N.-E., comme les principaux accidents de l'île, recoupe des tufs oligocènes, où l'on trouve également des veines aurifères.

Dans presque tous ces filons de Coromandel, le quartz est soit caverneux et teint de noir par des oxydes de manganèse, soit friable, brèchiforme, et teint de brun par le peroxyde de fer. L'or y est associé à 30 pour 100 d'argent et a un état très divisé. En profondeur, le quartz est associé à des pyrites arsenicales qui rendent le traitement difficile. Quand les filons s'enfoncent sous les tufs, dans les terrains paléozoïques, la veine s'appauvrit et disparaît même si ces terrains sont schisteux ; dans les grès au contraire, elle semble se maintenir.

Dans le district de *Thames*, la production de l'or est en décroissance. Les principales mines sont *Moanataiari* qui en 1892 ont fourni 312 kilogrammes d'or et celles de Waiotahi qui, la même année, ont donné 222 kilogrammes du précieux métal.

Dans le district d'*Ohinemuri*, la principale mine est *Waihi* qui a donné, en 1892, 18,279 tonnes de minerai tenant 310 kilogrammes d'or et 480 kilogrammes d'argent.

On exploite, en outre, quelques filons dans l'île du sud, à Reefton, province de *West-Coast*, où l'on a broyé, en 1892, 38,300 tonnes de quartz pour avoir 625 kilogrammes d'or, et dans la province d'*Otago*, notamment à Skippers et Maotown.

Presque tous ces filons d'Otago sont compris dans les micaschistes et les phyllades, renfermant de nombreuses lentilles de quartz interstratifiés, qui ont généralement 2 à 3 centimètres d'épaisseur, contiennent quelquefois un peu d'or ; et qu'on a souvent prises pour des filons ; mais elles se sont toujours montrées inexploitables. M. Ulrich a divisé ces filons en 5 groupes, dont les deux premiers comprennent les filons croisant les phyllites, formés de blocs de quartz alternant avec des brèches ; l'or se trouve dans les deux, mais surtout dans le quartz. Ces filons sont parmi les plus productifs de la région. Viennent ensuite les filons argileux et ferrugineux de quartz et brèche si décomposés qu'on peut les travailler au pic. Ces filons de $0^{m},30$ à 2 mètres d'épaisseur sont encaissés dans des phyllites qui paraissent avoir subi une dislocation violente accompagnée de la venue de porphyres. Le 4$^{e}$ groupe comprend les filons dans les micaschistes, remplis d'une brèche de roches encaissantes, cimentée par des veinules de quartz ; ces filons ont une teneur moyenne de 15 à 23 grammes.

En dernier lieu viennent les filons couches et interstratifications d'épaisseur très variable, composés de quartz et brèche, tous abandonnés.

En dehors de ces cinq types de filons, il existe, d'après M. Ulrich, à *Portobello*, un cas tout à fait spé-

cial d'imprégnations aurifères dans les roches tertiaires. Il y a là une montagne formée, dans sa partie supérieure, de trachytes, brèches, tufs et cinérites recoupés par des dykes de basalte, tandis qu'à sa base se trouvent des grès d'âge indéterminé.

Le trachyte renferme des concrétions siliceuses irrégulières avec pyrite aurifère, et un peu d'or disséminé dans la masse même de la roche, qui est un « trachyte greenstone » analogue aux greenstones dioritiques que nous avons déjà rencontrés dans les gisements de la province de Victoria.

Le district d'Otago a produit, en 1892, 164 kilogrammes.

### Filons de Californie.

Les gisements aurifères de Californie étaient soupçonnés depuis bien des années; les jésuites des missions en avaient déjà trouvé au temps de la domination espagnole, mais ils tinrent leur découverte secrète pour ne pas attirer dans ce pays calme une multitude avide. En 1848, la présence du métal fut reconnue par le capitaine Sutter dans les sables déposés par les rivières. Quelques mois après, des milliers d'hommes se précipitaient en Californie pour y rechercher de l'or; des villes populeuses s'y élevèrent comme par enchantement, mais en même temps la fièvre de l'or poussa au crime les chercheurs malheureux ou trop cupides; ils tuèrent ou chassèrent souvent leurs compétiteurs pour s'emparer de leurs richesses. Sutter fut aussi expulsé par ses compagnons, après avoir été complètement dépouillé.

L'or se présente dans des filons de quartz aurifère, et dans des alluvions dont nous parlerons plus loin.

Ces filons suivent la zone de contact des terrains métamorphiques, allant du carbonifère au jurassique,

et d'un granite récent, parallèlement au plissement de la Sierra Nevada. Dans ces filons l'or, toujours un peu argentifère, est associé avec de la pyrite transformée en oxyde de fer ou même complètement dissoute au voisinage des affleurements. La richesse va en diminuant en profondeur. L'âge de ces filons a été considéré par Whitney comme le même que celui du granite. M. Laur prétend que le quartz aurifère est souvent directement un gisement de contact dérivant de la diorite.

La région aurifère est située, à peu près, à la hauteur de San Francisco, entre le 37^e^ et le 40^e^ degré de latitude, sur le flanc Ouest de la Sierra Nevada, dont le flanc Est présente les riches filons d'argent et d'or du Comstock que nous décrirons plus loin. Le pays de l'or s'étend, du Sud au Nord, sur les comtés de Mariposa, Tuolumne, Calaveras, Eldorado, Placer, Nevada, Yuba, Plumas et Butte. La région est traversée de l'Est à l'Ouest par un certain nombre de rivières aux alluvions aurifères : Mercer, Tuolumne, Stanislaus, Calaveras, Mokelumne, Cosumnes, American River, Bear River et Yuba. Ces rivières vont toutes se jeter dans le Sacramento, qui coule du Nord au Sud, entre la Sierra Nevada et les Coast Range. Les villes principales, créées par l'industrie de l'or, sont Mariposa, Sonora, Mokelumnehill, Jakson, Placerville, Coloma, Auburn, Nevada, Downieville, Quincy et, un peu plus loin à l'Ouest, Sacramento.

La Sierra Nevada, sur son versant Ouest qui s'élève jusqu'à 3,800 mètres, est formée de deux bandes parallèles : l'une, à l'Est, de granites récents, diorites, syénites, etc. ; l'autre, plus bas, à l'Est, de schistes et calcaires métamorphiques, quartzites, grauwackes, etc. Les roches éruptives ne sont représentées, de ce côté, que par quelques basaltes. Sur le versant Est, au contraire, les hauts plateaux du Nevada, de l'Utah et du

Colorado sont couverts de trachytes, d'andésites, de phonolithes provenant d'éruptions tertiaires.

Dans les terrains métamorphiques, Whitney a reconnu le calcaire carbonifère, le trias et le jurassique avec des nappes éruptives de diorite et de porphyre.

Les filons de quartz aurifère forment deux faisceaux principaux : l'un dirigé N. 36° O., et large de 12 à 15 kilomètres, allant de Mariposa à Sonora, Jackson et Marysville, c'est celui du *Mother-Lode*, l'autre, N. 7° O., allant de Placerville à Grassvalley, Nevada et Quincy.

Ils résultent de fractures bien nettes, évidemment connexes d'un plissement ancien de la Sierra Nevada, et passent à travers les roches les plus diverses, sans changer de composition. L'épaisseur varie de moins de 1 mètre à 40 mètres. Le remplissage est formé principalement d'un quartz très analogue au quartz des filons d'étain. En profondeur il est chargé de pyrite, à la surface cette pyrite a été dissoute, et le quartz est, par suite de sa disparition, criblé de petites cavités qui lui donnent un aspect carié très caractéristique. Un quartz hyalin, ainsi caverneux ou rubané et contenant des géodes ocreuses, est considéré par les mineurs comme un bon indice. M. Laur cite une de ces veinules qui, sur 8 à 10 centimètres de large, a rendu 10,280 francs d'or argentifère à la tonne de minerai. La pyrite y est souvent accompagnée de galène, de blende, de pyrite magnétique, de mispickel, de chalcopyrite, de cinabre et quelquefois de minerais tellurés. L'or existe dans les parties hautes à l'état d'or natif (*free milling*), le plus souvent en inclusions extrêmement fines. Plus bas l'or se trouve engagé dans des combinaisons sulfurées et non amalgamables. La richesse en or, ainsi que nous l'avons déjà dit, diminue rapidement en profondeur. La proportion d'argent augmente, au contraire, avec la profondeur.

Passons maintenant à la description de quelques-uns de ces filons :

D'abord le *Comstock lode* sur le flanc Est de la Nevada, dans le district de Washoe. Ce filon, le plus extraordinaire que l'on ait encore rencontré, a été découvert, en 1859, par deux mineurs irlandais, Peter O'Riley et Patrick Mac-Laughlin, venus pour laver des sables aurifères dans le pays alors désert de Washoe. Un mineur, nommé Comstock, qui délimita avec eux les premières exploitations, fut celui qui lui donna son nom. Il a été étudié successivement par Richthofen, Church, King et Becker. Son orientation est sensiblement Nord-Sud avec plongement vers l'Est. Sa puissance moyenne varie entre 9 et 20 mètres et il a été reconnu sur une longueur de 7 kilomètres. A la partie supérieure, les roches avoisinantes, très altérées, ont été confondues avec le filon ; elles étaient imprégnées de métaux précieux sur une épaisseur qui, près de la surface, a atteint parfois 300 mètres.

D'après Becker, la contrée présente la succession géologique suivante :

Granite,

Formations métamorphiques (calcaires et micaschistes) très peu développées,

Diorite granulaire,

Diorite porphyrique,

Porphyre quartzeux,

Diabase ancienne,

Diabase plus récente,

Andésite hornblende, ancienne,

Andésite augitique,

Andésite hornblente, récente,

Basalte.

Dans la partie la plus productive, le Comstock lode a pour mur la diorite et pour toit la diabase la plus

plus ancienne (fig. 8). Au Nord et au Sud, la disposition des roches est telle que le filon se développe surtout dans les diabases.

La veine s'est bien maintenue en profondeur, mais l'augmentation de chaleur, par un phénomène qui semble être en relation avec les actions volcaniques, suit une loi de progression anormale, au point qu'à 450 mètres la température atteint déjà 49° C, 60° à 670 mètres ; de sorte que, malgré une ventilation énergique, malgré l'installation d'une pluie d'eau froide aux fronts de taille, et bien d'autres précautions encore, l'exploitation est presque impossible à environ 900 mètres de la surface.

Le remplissage du filon se compose de fragments des roches encaissantes cimentés par du quartz qui contient presque toujours de l'or et de l'argent. Il est, soit compact et résistant, soit carié, soit friable ; dans ce dernier cas il est généralement plus riche. Au voisinage de la diorite, l'or prédomine, l'argent est rare ; au toit, au contraire, du côté de la diabase, le quartz est surtout argentifère, la proportion de l'or contenu atteignant cependant la valeur de celle de l'argent. Outre les métaux précieux, on y a trouvé de la silice, du soufre, du fer, du cuivre, du zinc, du plomb et même de l'antimoine.

Voici les teneurs de trois échantillons provenant de deux quartiers différents :

| ORIGINE DES ÉCHANTILLONS | ARGENT à la tonne | OR à la tonne |
|---|---|---|
| | grammes | grammes |
| California mine. | 17,500 | 790 |
| California mine. | 17,600 | 5,700 |
| Orphir. | 27,800 | 590 |

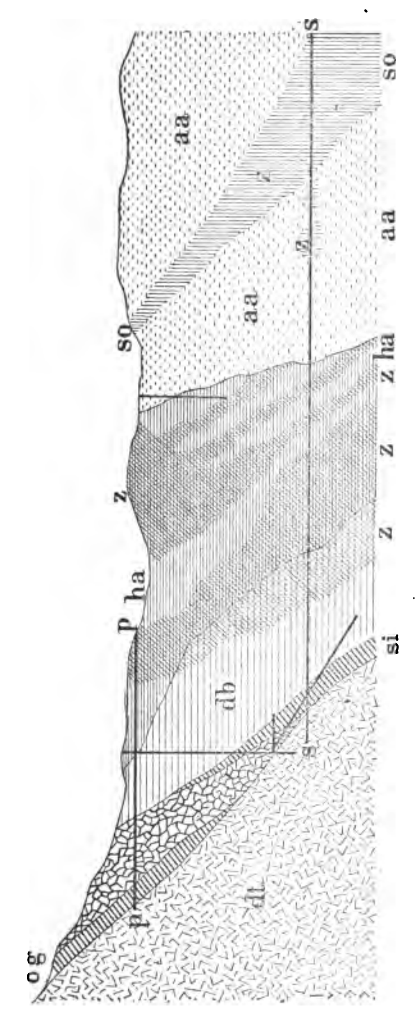



Fig. 8. — Comstock lode. Coupe à Virginia City.

*dt*, diorite. — *og*, *si*, or et argent. — *db*, diabase. — *ha*, andésite à hornblende. — *aa*, andésite à augite. — *z*, parties décomposées. — *so*, parties décomposées, ancien filon de Solférino. — *ss*, tunnel de Sutro. — *pp*, tunnel de Potosi.

Depuis l'ouverture des mines, en 1859 jusqu'en 1880, on a extrait pour 875 millions d'argent et 700 millions d'or.

Passons maintenant au flanc Ouest de la Nevada ; là nous avons deux faisceaux principaux : l'axe du premier est formé par un grand filon nommé *Mother-lode*, qui a été étudié par M. Harold W. Fairbanks. C'est en réalité un faisceau de veines formant un alignement continu, sur une longueur de plus de 150 kilomètres. Les fissures sont en relation avec une assise de schistes ardoisiers noirâtres, et parfois le mur est fait de diorite, diabase, serpentine ou même granite. Dans le filon se rencontre une matière verte spéciale appelée *Mariposite* (silicate de chaux, d'alumine, de magnésie, de potasse et de chrome), et le quartz se distingue par sa texture plus ou moins rubanée. L'allure générale est Nord-Ouest-Sud-Est et la direction suit toujours celle des assises géologiques. L'inclinaison de la veine oscille entre 40 et 80°, tandis que celle des terrains varie entre 50 et 90°. La puissance est très variable, en général elle a plus de deux mètres, souvent plus de 20, il est des points où elle dépasse 50 mètres.

Le remplissage est presque uniquement quartzeux, avec adjonction d'or natif, et d'une faible proportion de pyrites. Sur une hauteur de 700 mètres, la constitution du Mother-lode a présenté une grande constance. La proportion de pyrites atteint rarement 2 pour 100 ; elle reste ordinairement aux environs de 1,5 pour 100. La valeur de ces pyrites pures oscille entre 200 et 625 francs la tonne. Ce filon peut se voir à *Mount-Ophir*, à *Bear-Valley*, près de Jamestown, de Columbia, de Mokelumne Hill, de Jackson, à *El Dorado* dans *Amador County*. A *Banton-mile*, il est rejeté, de plus de 150 mètres, par une faille ; puis entre Jackson et Placerville, de plusieurs kilomètres à l'Est.

Dans le faisceau de l'Est, on ne retrouve pas l'analogue de ce grand dyke, mais une série de veines quartzeuses assez minces et très ramifiées dans les schistes. La richesse en or augmente, dit-on, à mesure que l'épaisseur diminue.

En 1862, on évaluait à 200 le nombre des mines à quartz en activité dans toute la Californie; leur production était de 700,000 tonnes de minerai, donnant 60 millions de francs d'or.

En 1885, les deux mines de Sierra Buttes et Plumas Eureka, à 56 kilomètres du chemin de fer Central Pacific, sur un filon de $2^{m},40$ d'épaisseur, donnaient les résultats suivants :

| | TONNES traitées | PRIX DE REVIENT | | RENDEMENT | SALAIRE moyen des mineurs |
|---|---|---|---|---|---|
| | | | fr. c. | fr. c. | |
| Sierra Buttes. | 49.412 | Extraction.. | 21 11 | 36.29 | 13 fr. |
| | | Traitement. | 2.91 | | |
| | | Frais généraux. | 6.29 | | |
| | | TOTAL. | 30.31 | | |
| Plumas-Eureka. | 50.839 | Extraction.. | 22.67 | 39.52 | |
| | | Traitement. | 3.17 | | |
| | | Frais généraux. | 3.12 | | |
| | | TOTAL. | 28.96 | | |

Voyons maintenant quelles sont les principales mines que nous rencontrons dans les divers comtés du Sud au Nord.

Dans le comté de *Mariposo*, le Mother lode, dirigé N.-E., a $0^{m},30$ à 2 mètres de large, et tient de 40 à 200 francs d'or par tonne. La production qui avait été de

35,000 tonnes de minerai en 1870 s'était déjà fortement réduite en 1875.

Dans le comté de *Tuolumne* il existe, à côté des alluvions souterraines, des filons à Golden Gate et Confidence.

Le comté de *Calaneras* est traversé par le Mother lode, qu'on a surtout exploité à Carson Hill; mais on a dû abandonner cette mine par suite de la rencontre à une certaine profondeur de tellurures renfermant de l'arsenic, difficiles à traiter.

Dans le comté de l'*Eldorado*, on se trouve en présence d'un certain nombre de filons très disloqués; citons les mines de Woodside, où le filon a 1 mètre de large avec une teneur moyenne de 180 francs ; de Taylor où un filon de quartz encaissé dans des schistes a donné, en 1875, 1,000 tonnes de minerai à teneur moyenne de 180 francs; de Mount pleasant où le filon de quartz aurifère, qui traverse le granite, a une teneur moyenne de 238 francs.

Dans le comté de *Placer*, il faut citer les mines autour d'Auburn, dans les collines bordant la vallée de Sacramento. Ce sont San Patrick (quartz à 200 francs la tonne), Crater (quartz dans la syénite à 220 francs la tonne), et une proportion de 3 pour 100 de minerais sulfurés (sulphurets); Mina Rica (78 francs d'or à la tonne), Buckeye (filon de $1^{m},30$ dans les schistes métamorphiques tenant 170 francs d'or à la tonne), etc.

Le comté de *Nevada* comprend comme principale mine Gross Valley où l'exploitation porte sur diverses veines de quartz assez étroites, tenant 2 pour 100 de sulphurets ; citons-y également les mines d'Idaho, de New-York Hill d'Eureka, de Pittsburgati.

Dans le comté de *Butte*, il faut mentionner la mine de Cherokee flat, les filons Forbestown Consolidated, de 2 mètres de large, et le filon Mammoth.

### Filons aurifères du Mexique.

Le Mexique a fourni une quantité considérable d'or jusqu'aux événements de 1848 qui ont ralenti la production. De 1521 à 1893 on a extrait pour 958 millions du précieux métal.

Les filons de quartz aurifères que l'on rencontre dans les districts de Tatatiba et de Zomelahuacan, sont encaissés dans un calcaire, quelquefois dans un grünstein et un porphyre, qui viennent s'arrêter brusquement devant un massif de trachyte.

Ces filons, fortement inclinés, dirigés N.-S. et de 1 à 2 mètres de puissance, présentent quatre sortes de remplissage. On distingue les filons de quartz aurifère colorés par de l'oxyde de fer, des filons argentifères, à gangue de calcite, des filons de galène argentifère avec gangue de quartz et de calcite, et des filons de chalcopyrite et de phillipsite aurifères.

Dans la plupart des mines d'or du Mexique, ce métal est associé à l'argent, absolument comme dans les gisements de la Nevada. Citons les mines de *San Juan de Rayas,* sur la Veta Madre, où certaines lentilles des quartz aurifères contenaient près de 8 kilogrammes d'or à la tonne, puis les mines de *Guarisamey,* dans l'État de Durengo, qui produisent de l'or célèbre par sa pureté.

### Filons de quartz pyriteux aurifères du Chili.

Le Chili a fourni, de 1854 à 1875, 900 millions d'or; de 1875 à 1893, environ 65 millions.

Les gisements se produisent sous forme de filons et d'alluvions.

Les filons sont dirigés N.-S., parallèlement à la Cordillère, et sont particulièrement abondants dans les départements d'Illapel et de Combarbala.

Suivant que la fracture est nette et prolongée, ou que l'on se trouve en présence de petites veines irrégulières on distingue deux sortes de filons. Dans les premiers, le remplissage est du quartz, des sulfures de fer et de cuivre; ils sont à teneur moyenne de 40 grammes. Dans le second cas, on rencontre généralement l'or dans des veinules (guias), dont le remplissage est constitué par du minerai de fer siliceux. Le métal précieux s'y présente en petits filaments visibles à l'œil nu, après un broyage et un lavage du minerai. La richesse diminue en profondeur.

Suivant Darwin, qui a visité ces mines en 1848 et qui a signalé l'association de l'or soit avec de la pyrite de fer comme à Nancagua, soit avec de la pyrite de cuivre comme à Duragno, ces filons sont tantôt encaissés dans le granite, tantôt dans des schistes métamorphiques, comme à Fos Hornos, où les filons sont au voisinage de dykes trachytiques.

Disons de suite deux mots des alluvions aurifères provenant de la destruction des filons. Ces alluvions anciennes, généralement plus riches à la base, au contact du terrain ancien, se désagrègent peu à peu et viennent enrichir les alluvions modernes des petites rivières. Citons les placers d'*Andacollo,* d'*Arauco,* de *Niblinto;* dans ces derniers on peut constater la présence de filons aurifères.

### Gisements du Pérou.

Le Pérou a fourni, de 1820 (époque de l'indépendance) à 1875, 23,000 kilogrammes d'or, soit 300 kilogrammes par an.

Depuis ce moment, la production s'est ralentie et est tombée à 150 kilogrammes, ce qui fait, de 1875 à 1893, environ 20 millions de francs.

Des filons de quartz aurifère existent dans la région

de la Costa; le quartz est généralement chargé d'oxyde de fer cristallisé ou scoriacé. Les roches métamorphiques de la Sierra sont également longées de filons aurifères.

Comme mines importantes il faut citer celles du département de la *Liberdad*, celles du département d'*Arequipa*, où étaient autrefois les célèbres mines de *Monte Claros*, comblées en 1783 par un tremblement de terre.

On lave des alluvions aux bouches de Inambari et de l'Aporama dans le département de Puno.

### Filons aurifères de Transylvanie.

On sait que la Transylvanie, au sud-est de la Hongrie, est le pays d'Europe le plus riche en mines d'or.

Leur exploitation a commencé au VIII[e] siècle. De 1492 à 1875 la région minière, qui comprend comme centres principaux *Nagyag, Vöröspatak, Offenbanya* et *Zalathna*, a produit pour 160 millions d'or et, de 1875 à 1893, environ pour 100 millions.

La région est constituée par des roches éruptives, soit plus anciennes, dacite, augite, andésite, propylite, soit plus modernes : porphyre quartzifère, mélaphyre, trachyte vert.

Cette dernière roche est la plus fréquente, elle forme presque toutes les cimes les plus élevées. La carte géologique de l'ingénieur hongrois Pozsepny fait bien ressortir les affleurements de trachyte sur la rive nord du Maros. Ce sont trois bandes à peu près parallèles, et orientées du nord-ouest au sud-est, mais plus ou moins longues et élevées. La plus rapprochée du Maros commence en face de Deva, passe à Nagyag, forme la petite chaîne du Csetras, un des affleure-

ments les plus caractéristiques du trachyte dur, et s'étend jusqu'à Ruda et Brad sur une longueur totale de plus de 40 kilomètres. Les mines d'or de Nagyag, Hondol, Magura, Boicza, Kajanel, Brad, Ruda, Musari sont encaissées dans cette bande de trachyte.

La seconde bande est celle du mont Fericsel, elle part de Nagy Almas, s'étend sur une longueur de 25 kilomètres jusqu'à Stanizsa où l'on exploite également de l'or.

A Nagy Almas et à Stanizsa, viennent mourir les derniers affleurements du trachyte qui atteint son plus grand développement aux anciennes mines romaines. C'est là le centre du système de fractures de la chaîne, c'est là également que les filons sont les plus minéralisés, les plus puissants et les plus riches. On dirait presque que les Romains ont dû se rendre compte de ce fait pour entreprendre là leur principale exploitation.

Quant à la troisième bande, c'est celle qui, au delà de Zalathora, passe à Vulkoj, Botes, et Vöröspatak. La longueur de cette bande est de 30 kilomètres environ.

Les axes de ces trois bandes sont à des distances respectives de quinze et de dix-sept kilomètres. Dans les vallées qui les séparent viennent affleurer les grès crétacés surmontant les calcaires du sommet du jurassique. On y rencontre aussi des éruptions plus anciennes que les trachytes verts, formées de roches porphyriques et augitiques.

Le trachyte dans lequel se trouvent les mines aurifères est une pâte verte tantôt unie, tantôt semée de petits cristaux de péridot, de hornblende, de feldspath, de quartz, etc. Tantôt il est très dur et très compact, mais cassant suivant certains plans parallèles, tantôt il est tendre, mais alors se rompant en mille petits

fragments, ce qui explique le nom de « *roche de bois* » que lui ont donné les mineurs. Quelquefois il se rapproche de la texture porphyrique avec de gros cristaux de feldspath, et devient alors extrêmement dur. Sa teinte passe du gris clair au vert noir très foncé.

Toutes ces différences tiennent aux pressions variables auxquelles la roche a dû être soumise, peut-être aussi à des fentes par lesquelles l'air et l'eau ont pu pénétrer.

Cette allure du trachyte est à peu près la même dans les deux premières bandes, celle de Nagyag et celle du Fericsel. Dans la troisième bande, à Vöröspatak, le trachyte a subi une décomposition, il est de couleur blanchâtre, et caractérisé par de gros cristaux pyramidaux de quartz souvent améthyste.

D'après la nature du remplissage on distingue plusieurs groupes de filons :

1° Ceux de quartz aurifère avec pyrite et sulfure plus ou moins complexes, comme à *Vulkoy*, *Vöröspatak*, *Nagybanya ;*

2° Ceux où, avec les éléments précédents, interviennent les minéraux de l'antimoine et de l'arsenic, comme à *Felsobanya* et *Kapnik ;*

3° Les filons tellurés de *Nagyag* et *Offenbanya*, que nous décrirons dans le chapitre des *Filons tellurés*.

VULKOY BOTES. — Les mines de Vulkoy Botes dont nous donnons ci-contre une coupe verticale (d'après M. de Launay) (fig. 9) sont situées sur le flanc du mont Vulkoy Korabia. Exploitées d'abord par les Romains, elles ont été reprises, en 1880, après vingt siècles d'abandon.

On y distingue deux groupes de filons : ceux du mont Korabia, ceux de Botes.

Les premiers, les plus importants, sont dirigés de l'Est à l'Ouest ; ils forment un faisceau qui converge

vers l'intérieur de la masse trachytique; en sorte qu'il est facile de voir là des cassures en relation avec le retrait dû au refroidissement de la roche. Ces cassures se prolongent au contact dans les grès carpathiques où elles s'éparpillent et se réduisent rapidement.

Les filons de Botes sont encaissés dans le grès carpathique, les fissures filoniennes y sont assez nettes et ont donné lieu à quelques exploitations fructueuses.

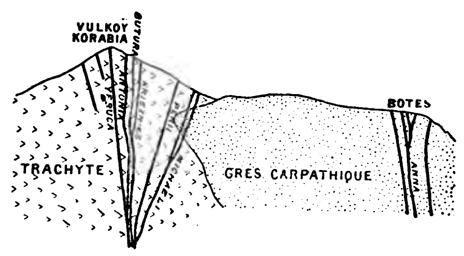



Fig. 9. — Coupe verticale Est-Ouest des filons de Vulkoy (Transylvanie).

Ces filons sont formés de quartz blanc légèrement bleuâtre renfermant de l'or natif, associé à 1 à 2 pour 100 de sulfure de fer et de cuivre aurifères. Il s'appauvrissent en profondeur. Les parties riches, à la partie supérieure, sont surtout situées à la rencontre de petites failles stériles à remplissage argileux.

Les grands travaux des Romains, dont on retrouve les excavations près des affleurements, ont porté sur des zones très riches. En 1884, la teneur a été encore de 15 à 45 grammes d'or par tonne ; depuis elle a baissé peu à peu.

Vöröspatak. — La région de Vöröspatak est constituée par trois roches absolument distinctes :

1° Le grès carpathique, qui est la roche la plus ancienne du district dont elle est la base principale. Ce grès forme les sommets de trois montagnes et change chaque fois de structure; de feldspathique, il devient

calcaire, puis siliceux. Sa couleur varie du blanc gris au gris ardoise foncé ;

2° Le sédiment local, espèce de grès, à grosseur de grains variable, qui passe tantôt au pouddingue, tantôt au conglomérat, tantôt affecte une texture schisteuse noire. Il occupe la cuvette formée par le grès carpathique et se relevant sur les bords forme les contreforts en bande douce de la rive droite du ruisseau de Vöröspatak ;

3° La dacite, trachyte feldspathique décomposé, de couleur blanchâtre, caractérisé par de gros cristaux pyramidaux de quartz souvent améthyste.

C'est, paraît-il, à l'arrivée de la dacite postérieure au grès carpathique et au sédiment local, qu'est due la venue de l'or et des minerais aurifères. Aussi est-ce dans la dacite que l'on rencontre les plus beaux filons, à direction bien définie et à puissance à peu près régulière, ainsi que des cheminées d'enrichissement formant stockwerk par l'enchevêtrement de veinules multiples.

Dans le grès carpathique il ne se rencontre pas de gros filons. Mais dans toute cette région voisine de la dacite, la masse a été totalement fendillée, craquelée par le refroidissement après l'éruption, de sorte qu'il s'est produit une infinité de veinules (*klufts*) à direction assez peu définie, d'allure inconstante, à épaisseur très variable, qui ont été remplies par la silice et minéralisées très richement. De plus, la roche encaissante a été elle-même pénétrée par les vapeurs ou les eaux ayant servi de véhicule à l'or et aux minéraux qui l'accompagnent, imprégnation qui a eu lieu de part et d'autre des veinules, si bien que souvent les filons réticulaires ont, par leur enchevêtrement, formé des stockwerks énormes, où toute la roche est à abattre comme minerai.

Le sédiment local a de même été fendillé par l'éruption de la dacite, et de nombreuses veinules l'ont tra-

versé en tous sens ; toutefois la roche y a été moins minéralisée que dans le grès carpathique, de telle sorte que c'est là que se trouve le plus d'or libre, le métal, n'ayant pu pénétrer les épontes du filon, s'est concentré sur place dans la veine elle-même.

Les filons sont remplis de masses argileuses noires, appelées *glamm*, avec fragments de micaschistes et de grès. La roche métallifère contient du quartz, de la pyrite aurifère, du cuivre gris, de la chalcopyrite, de la calcite, etc.

Comme les fentes sont limitées en tous les sens, on s'explique facilement la complication extraordinaire du travail des Romains dans cette roche qui est toute percée à jour de galeries, de cavernes, de remontages, de puits, d'escaliers, etc., et ce travail est tellement curieux qu'il a été question de le ranger parmi les monuments historiques. La teneur moyenne de toute la roche paraît être assez pauvre, 5 à 6 grammes.

Les grès voisins, centre de l'éruption, ce qui paraît bizarre, sont, eux aussi, minéralisés et aurifères, et le travail des anciens y est également considérable. L'on a entrepris récemment des travaux de profondeur dans ce gisement et il ne semble pas aller en s'appauvrissant. Il y a deux mille et peut-être trois mille ans que l'on exploite la partie supérieure presque sans interruption; c'est l'existence des paysans roumains dans la région.

Nagybanya. — Ces mines ont été décrites par M. V. Groddeck, directeur de l'Académie des mines de Clausthal. Les filons traversent le trachyte amphibolique, rarement le trachyte gris qui a fait souvent éruption à travers le premier et l'a recouvert. Ils ne sont pas nettement délimités et n'ont pas de salbandes. Si l'on se figure la masse de trachyte amphibolique divisée par chacun d'eux, comme par un plan idéal, des deux côtés de chaque fracture, la roche est de plus en plus

altérée, à mesure qu'on se rapproche davantage de ce plan ; en même temps, elle se silicifie progressivement et passe, dans le plan moyen, à un quartz impur. Il est donc évident que chacune de ces fentes a donné passage à des sources siliceuses qui ont altéré le trachyte au voisinage. Le quartz est imprégné de pyrites aurifères et d'un peu de chalcosine, d'argent rouge et de cuivre gris argentifère. Le plus important est le filon de *Kreuzberg* qui recoupe la montagne du même nom depuis le pied jusqu'au sommet.

Felsobanya. — Nous empruntons également à M. Groddeck la description de cette mine. Felsobanya est situé au pied de la montagne de Grossgruben composée principalement de trachyte amphibolique émergeant des couches tertiaires qui entourent sa base. On y rencontre des filons présentant, suivant l'inclinaison, une disposition en éventail. Ces filons sont situés au contact du trachyte amphibolique et d'un trachyte gris plus récent, qui le traverse sur le flanc sud de la montagne. On les trouve au milieu d'une brèche de frottement, non pas à l'état de fentes continues, mais comme remplissage entre les fragments de conglomérat. En dehors d'un quartz impur, on y rencontre de la pyrite aurifère, de la galène argentifère, de la blende, de la chalcopyrite, du réalgar, de la stibine, de la barytine et du gypse, du calcite et du braunspath, c'est encore en quoi ces filons se distinguent de ceux du Nagybanya où tous ces minéraux sont absents.

Olah — Lapos — Banya. — Dans ces gisements le trachyte amphibolique a métamorphisé les couches tertiaires. Les filons, semblables aux précédents tant qu'ils traversent ce trachyte, ne contiennent plus que du quartz avec imprégnation de pyrite quand ils pénètrent dans les couches tertiaires.

Nous décrirons les mines, à minéraux tellurés, au chapitre des *filons tellurés*.

### Gisements aurifères du Brésil.
(Minas Geraes.)

Les gisements du Brésil sont connus depuis le XVIe siècle. Ils furent découverts d'abord dans la province de San Paulo, puis dans les provinces de Minas-Geraes et de Goyaz. Pendant tout le XVIIIe siècle, les gisements du Brésil ont fourni la plus grande partie de l'or produit annuellement par le monde entier. La production annuelle s'éleva jusqu'à 29 millions de francs; elle est aujourd'hui de 3 millions de francs.

Ces gisements sont ordinairement encaissés dans des micaschistes ou schistes anciens, et se présentent sous des formes diverses, où la pyrite de fer, plus ou moins arsenicale, semble toujours jouer un rôle. On y trouve, en outre, surtout à Passagem, de l'or associé avec du mispickel, de la pyrite, du bismuth et de la tourmaline, minéraux qu'on rencontre souvent dans les gisements d'étain.

On distingue:

1° Des filons de quartz aurifère avec minerais sulfurés rares (*Carrapatos, Caété*);

2° Des filons aurifères où prédominent les sulfures, tels que le mispickel, la pyrite, associés à la tourmaline, la pyrrhohire, le bismuth, la galène (*Passagem, Pary, Faria*, etc.);

3° Des minerais d'or avec fer oligiste provenant de la décomposition de la pyrite, oxyde de manganèse et quartz, dans les itabérites. On se trouve là en présence d'imprégnations sulfureuses des couches de grès, qui ont formé de grandes couches de minerais de fer à *Maquiné*, etc.

1° Parmi les filons de quartz aurifère, citons celui

exploité à Carrapatos et San Luiz de Encanto (Caété).

A *Carrapatos*, ce filon recoupe les schistes; il contient de l'or en grains visibles qui forme quelquefois une sorte de couche de vernis sur les schistes adhérents au quartz.

Citons également le filon des mines de *Marianna*, composé d'une série de petites veines, constituant un faisceau Nord-Sud, très prolongé. Le quartz de ce filon est grenu, friable et renferme souvent de l'or visible dont la proportion varie de 17 à 30 grammes par tonne. Jusqu'à présent, on n'a exploité que les affleurements où l'on a rencontré l'or accompagné de limonite, de manganèse cobaltifère et de pyrite en partie altérée ; il est probable qu'en profondeur on trouverait des sulfures ;

2° Les filons aurifères à gangue de mispickel, tourmaline et quartz sont représentés dans la mine de *Passagem* située à 7 kilomètres à l'Est d'Ouro Preto et à 3 kilomètres de Marianna[1].

Le filon appartient à la catégorie des filons-couches; il a en effet l'apparence d'une couche interstratifiée dans des quartzites schisteuses, elles-mêmes intercalées au milieu de terrains schisteux.

Situé au flanc d'une montagne, au pied de laquelle coule la rivière du Carmo, qui s'est creusé un lit profond entre deux parois verticales (fig. 10), le filon montre ses affleurements à près de 55 mètres au-dessus du niveau de l'eau sur la rive droite, à l'endroit où se fait actuellement l'exploitation. Sa direction est sensiblement N.-E., et il plonge avec une inclinaison de 18° à 20° vers le S.-E. (fig. 11).

Les terrains encaissants se succèdent dans l'ordre suivant : à la base, dans les parties les plus profondes, reconnues jusqu'à ce jour, sont les micaschistes quart-

1. Paul Ferrand, *l'or à Minas Geraes*. Ouro Preto, 1894, vol. II.

zeux, au-dessus les quartzites schisteuses avec le filon, puis les schistes cryptocristallins, et enfin à la partie supérieure les sidéroschistes, ou itabirites, et les schistes argileux rouges recouverts à la surface d'une croûte de *canga* plus ou moins dure.

Le filon se compose de quartz laiteux, recoupé par de nombreuses et épaisses veines de mispickel en

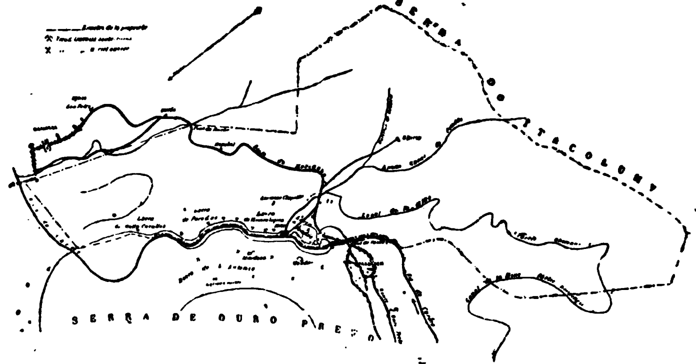



Fig. 10. — Situation de la mine de Passagem [1].

cristaux noyés dans la masse, accompagnées souvent de tourmaline en aiguilles noires, et aussi, mais en moindre quantité, de pyrite de fer présentant des cristallisations variées et de pyrite magnétique.

L'allure du gîte est assez régulière ; son inclinaison est presque constante, sa direction varie peu et obéit à la légère courbure que présentent les couches de terrains. Sa composition et sa puissance sont très variables ; il est, en effet, formé d'une série de lignes, tantôt riches, tantôt pauvres, et présente une suite d'étranglements et de renflements tels qu'en certains points l'épaisseur du filon atteint au plus 2 mètres et en d'autres va jusqu'à près de 15 mètres. Malheureu-

[1] Figure empruntée au *Génie civil*.

sement, ces renflements sont remplis en grande partie de quartzites ou de quartz laiteux pauvre.

Les parties les plus riches sont celles où le mispickel et les tourmalines se présentent en masses compactes à grains serrés, elles peuvent contenir 150 à 200 grammes d'or à la tonne, mais la teneur baisse sensiblement dès qu'elles se trouvent mélangées de quartz. C'est seulement dans ces parties du filon qu'on trouve des mouches d'or visibles sur le mispickel ou la tourmaline. Les masses de quartz laiteux, au contraire, sont pauvres ; elles ne tiennent que 2 à 3

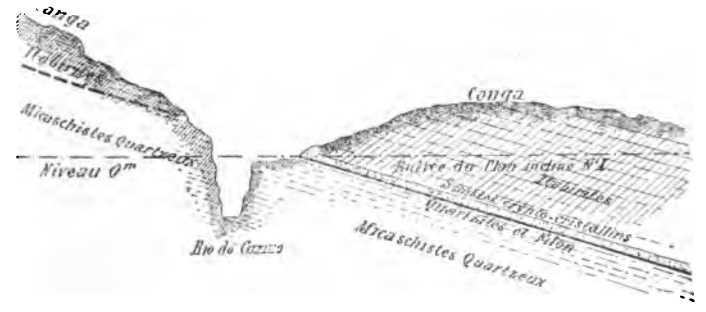



Fig. 11. — Coupe du filon de Passagem (suivant l'inclinaison du gite)[1].

grammes d'or à la tonne ; elles deviennent plus riches quand elles présentent de petites fractures remplies d'imprégnations pyriteuses ou de tourmaline, la teneur s'élève alors jusqu'à 10 et 15 grammes. Avec l'or on trouve dans le filon du bismuth et très peu d'argent. Les quartzites ne contiennent pas d'or.

Le filon a été reconnu à l'intérieur sur une longueur de 700 mètres en direction et de 450 mètres en profondeur suivant l'inclinaison. Les affleurements et les nombreux vestiges des anciens travaux ont permis

1. Figure empruntée au *Génie civil*.

d'évaluer l'étendue du gisement à quatre kilomètres, de Passagem au Morro de Santa Anna. L'exploitation se fait de la façon suivante : on divise le gîte, suivant sa direction en massifs longs que l'on recoupe ensuite en massifs rectangulaires ; en chacun d'eux on ouvre des chambres d'abatage, en ménageant, à intervalles variables, des piliers de soutènement dont on fait l'abandon, s'ils sont formés de matières pauvres, ou que l'on reprend postérieurement, après avoir dressé dans leur voisinage des piliers en pierres sèches avec les stériles provenant d'un premier triage fait dans la mine ; ces chambres sont ensuite abandonnées ; on les remblaie en partie avec les rejets dont on dispose, si elles sont situées dans le voisinage des travaux en exécution, ou, dans le cas contraire, on laisse le toit s'ébouler naturellement.

Le prix de revient de l'exploitation s'est élevé en 1891-1892 à 11 fr. 63 par tonne ; la quantité de minerai extrait la même année a été de 46,200 tonnes.

Comme exemple du type de filons d'or à gangue de mispickel, tourmaline et quartz, citons également les mines de *Pary* où l'on exploite un filon-couche encaissé dans des schistes à amphibole ; le filon est lui-même très chargé d'amphibole et grenat qui semblent provenir d'une strate préexistante, imprégnée par la venue métallifère. Le minerai est un mispickel aurifère accompagné de pyrites ; en 1887 il a fourni 196 kilogrammes d'or.

A *Varado*, l'or accompagne des galènes argentifères dans des quartz. Un échantillon de cette mine a donné, à l'analyse, 5 pour 100 de plomb et, pour 200 kilogrammes de plomb d'œuvre, $42^{gr},85$ d'or et $104^{gr},30$ d'argent.

3° Les minerais d'or avec fer oligiste, oxyde de manganèse et quartz dans les itabirites, se rencontrent dans

les mines de *Maquiné*, à 3 kilomètres de Marianna, où l'on a affaire à une couche d'itabirite friable (jacutinga), intercalée entre des roches du même genre compactes et stériles, qui a présenté des lignes d'une extraordinaire richesse, quelquefois formées de pyrites d'or, et tenant jusqu'à 80 kilogrammes d'or à la tonne. De 1867 à 1869 ces mines ont produit pour plus de 2 millions et demi d'or.

Les limonites de *San Joao da Barra*, provenant d'une décomposition de pyrites, l'or s'étant concentré en veinules dans des ocres ferrugineuses, tiennent par endroits jusqu'à 250 grammes du précieux métal.

## Filons tellurés du comté de Boulder (Colorado).

Avant de passer à la description de ces gisements rappelons, en deux mots, ce que nous avons déjà dit dans le chapitre des minéraux des tellurures d'or. A côté des minéraux d'or proprement dits, tels que la sylvanite $(Au,Ag)^4Te^2$, la nagyagite $(Pb,Au)^2(TeS,Sb)^3$, la calavérite $AuTe^4$, etc., il existe une série de tellurures qui, à côté des éléments qui entrent en combinaison dans le cristal, renferment toujours des traces et quelquefois même des quantités notables d'or ; ce sont : la tétradymite $Bi^2Te^2$, la mélonite $Ni^2Te^3$, la hessite $Ag^2 Te$, la coloradoite HgTe et même le tellure natif qui renferme, suivant les mines, de 0,60 à 7,36 pour 100 d'or.

C'est en 1873 que les tellurures d'or et d'argent ont été découverts au Colorado. Surfaits d'abord outre mesure, les nouveaux gisements subirent ensuite un discrédit injuste. En 1876, le district minier dans son ensemble ne se développait pas, faute de moyen de concentration des minerais pauvres. Mais la possibilité récemment démontrée de cette concentration a heu-

reusement modifié la situation, et aujourd'hui le pays des tellurures occupe une place honorable parmi les districts producteurs d'or.

Les gisements de ces minerais sont situés dans le comté de Boulder, à la hauteur du Park du centre, au Nord des comtés de Gilpin et de Jefferson, dans le Frent Range, traversé dans cette région par des cours d'eau coulant de l'Ouest à l'Est et encaissés dans des gorges étroites et sauvages. Les roches se composent de gneiss, en majeure partie, de schistes métamorphiques et de granite ; le tout est recoupé par de nombreux dykes éruptifs de nature et d'âge variables. Sur le bord oriental de ce grand massif s'appuient des roches sédimentaires relevées qui comprennent, en allant de l'Ouest à l'Est, les *red beds,* sans doute triasiques, les schistes jurassiques, les étages du crétacé, et enfin la grande formation des lignites du Colorado, sur laquelle reposent directement les grandes plaines.

Les filons de tellurures appartiennent à un système très net de fractures, qui occupe une zone Nord-Est large de 6 à 8 kilomètres, exploitée d'abord et surtout entre le Boulder Creek et le Left Hand Creek, mais se prolongeant de part et d'autre jusqu'aux confins Sud et Nord du comté de Boulder, et reconnue ainsi sur une longueur de 30 kilomètres.

Les filons ont, en général, une direction N.-E.-S.-O. et un pendage presque vertical.

La gangue pierreuse des filons est très variable. Le type le plus répandu est un quartz pétrosiliceux sans cristallisation, renfermant des tellurures soit sous forme de cristaux en mouches, soit à l'état d'imprégnation invisible colorant la masse en noir ; parfois on trouve un quartz verdâtre. La gangue contient ensuite un peu de chlorite, de talc et à l'occasion du spath-fluor. Les minéraux filoniens sont en général orientés

et groupés parallèlement aux épontes, et le remplissage se divise en zones plus ou moins nettes, dont une ou plusieurs riches constituent le minerai proprement dit, les autres étant pauvres ou stériles.

Les minerais de tellure signalés dans les filons du comté de Boulder sont : d'abord la sylvanite, puis la coloradorite, le tellure natif, l'acide tellureux et les tellurites de mercure, et finalement la hessite et la petzite. L'or natif existe en fils, en écailles ou en nodules. Les sulfures métalliques, pyrites de fer et de cuivre, blende, galène, sont en sous-ordre dans le remplissage.

La richesse est très irrégulière. En 1878, la moyenne du minerai proprement dit valait environ 150 francs la tonne; cette valeur est déduite des teneurs en or et en argent déterminées par l'essai.

Une douzaine de mines sont exploitées dans le comté de Boulder. Les plus importantes sont *Mountain Lion* et *Keystone* dans le district de *Magnolia* à 13 kilomètres de Boulder City. Elles exploitent un même filon ayant $0^m,90$ à 3 mètres de puissance, mais ne payant que sur $0^m,2$ à $0^m,6$. Le remplissage est formé de quartz verdâtre avec matières chloriteuses, il renferme çà et là de beaux cristaux de sylvanite (pouvant atteindre $0^m,03$ de long).

L'exploitation se fait par étages de 15 à 20 mètres et par gradins renversés. Un triage grossier a lieu au fond ; on remblaye avec les stériles.

La mine de *Melvina,* au Sud de Salina, fournit les meilleurs tellurures. La puissance du filon est en moyenne de $0^m,73$. Le remplissage est formé de zones alternatives de quartz pétrosiliceux de feldspath avec chlorite, de matières granitiques, et de beaucoup de spath-fluor. Le seul tellurure qu'on y rencontre est la sylvanite, aussi la proportion de l'or à l'argent y est-elle plus grande que dans les autres filons.

Ces mines sont toutes très prospères, et cela grâce à une méthode de traitement très avantageuse, précédée d'un triage à la main, à la sortie de la mine, en 2 catégories : le minerai à fondre (*smelting ore*) et le minerai à bocarder (*milling ore*).

Nous en parlerons avec détail dans la partie relative au traitement des minerais.

### Tellurures d'or de Transylvanie.

Les conditions générales du gisement de l'or en Transylvanie ont été décrites plus haut; nous nous bornerons donc de décrire ici les principales mines de tellurures qui se rencontrent dans cette région : *Nagyag*, *Offenbanya* et *Rodna*.

Nagyag. — Cette mine se trouve dans le Sud-Ouest de la Transylvanie, entre les rivières de Maros et d'Apanyos.

Le sol du district est composé de couches miocènes d'argile rouge, de grès, de conglomérats et de calcaires traversés par un trachyte amphibolique.

Le gisement de Nagyag est un système de fissures réticulées, limitées dans tous les sens, présentant un certain parallélisme à un même niveau, mais variable à différents niveaux et encaissés dans le trachyte amphibolique. Il y a également dans ce trachyte comme des filons de roche stérile, sorte de diabase et qu'on a désigné d'un nom spécial, *glauch*. Plus la roche est dure, plus les filons sont épais; plus elle est tendre, plus ils sont minces et ramifiés. Au passage d'une roche dans l'autre, ils se divisent généralement, et ne pénètrent jamais dans un amas bréchiforme voisin, appelé amas Rodolphe, qui contient des fragments de trachyte amphibolique cimentés par de la rhyolithe.

Le remplissage est analogue à celui des filons du

comté de Boulder. L'or s'y rencontre à l'état natif avec de la nagyagite, la sylvanite, de la petzite, l'argent telluré, le tellure natif, l'alabandine et la pyrite de fer. La gangue est formée de quartz et de jaspe avec diallogite, braunspath et calcite; plus rarement on rencontre du gypse avec lamelles d'or interposées, de la barytine, de l'arsenic natif, de la pyrite magnétique, de la chalcopyrite, du cuivre gris, de la bournonite, de la galène, de la stibine, de l'hétéromorphite, de la blende, du réalgar, de l'orpiment, du soufre natif, etc. Enfin, dans les métaphyres voisins de l'éruption trachytique, on trouve des filons de plomb argentifère.

Jusqu'ici on n'a pas constaté à Nagyag d'appauvrissement sensible en profondeur ; on a même entrepris, à 500 mètres au-dessous de Nagyag, un grand travers-bancs de 5 kilomètres de longueur.

Offenbanya. — Offenbanya se trouve au Nord-Ouest d'Abrudbanya dans la partie Sud-Ouest de l'Erzgebirge de Transylvanie. La région comprend des schistes cristallins, avec intercalation de calcaires grenus et des couches tertiaires traversées par des roches éruptives tertiaires, des trachytes amphiboliques (ou propylites).

Ce trachyte est parcouru par des filons de deux à trois centimètres d'épaisseur, renfermant de l'or natif, et des tellurures (sylvanite), avec quartz, calcite, braunspath, des sulfures de fer, de zinc, de plomb, d'argent, etc. Les filons de tellures sont traversés par des failles siliceuses et pyriteuses, qui y produisent un enrichissement.

Rodna. — Des gisements analogues se présentent à Rodna à la source de la rivière de Szamos. Les terrains formés de schistes cristallins avec calcaires grenus recouverts par du tertiaire, sont recoupés par des

andésites, au contact desquelles se sont développés dans le calcaire des amas métallifères formés de pyrite de fer et quartz, de galène, blende et mispickel, de dolomie et calcite, et qui renferment toujours de l'argent et de l'or.

## V.

## Gisements d'or sédimentaires.

### Amas aurifères huroniens des Alléghany.

Entre la Nouvelle-Ecosse, au Nord et la Caroline du Sud et la Géorgie, au Sud, les monts Alléghany renferment un certain nombre de gisements aurifères qui se présentent sous la forme d'inclusions à gangue quartzeuse et généralement pyriteuse, au milieu de talcschistes, chloritoschistes, quartzites huroniens. On y rencontre l'or soit disséminé dans les chloritoschistes, soit inclus dans des lentilles de quartz allongées et aplaties.

C'est ainsi qu'à *Randolff*, dans la Caroline du Nord, on trouve de l'or disséminé le long de veines qui traversent alternativement des gneiss et des schistes amphiboliques. Ces derniers se sont généralement décomposés à la surface en argilites, et l'or s'y est concentré avec de la limonite. Un banc de 1 à 2 mètres de large interstratifié au milieu de schistes a été exploité en 1889 à la mine de Panish. Les mines de Davidoin County et Cabanas County se rapprochent de ce gisement.

A *Haile*, dans la Caroline du Sud, on exploite des amas de quartz vitreux contenant de l'or natif et de la pyrite aurifère, et qui sont interstratifiés dans des schistes talqueux et quartzifères traversés par des filons de diorite.

A *Dahlonega*, dans la Géorgie, on trouve l'or au milieu de chloritoschistes feuilletés, d'un bleu verdâtre, compris dans des schistes micacés, quartzites, etc. Une série de lentilles quartzeuses de 1 à 3 centimètres d'épaisseur sur 30 à 60 mètres de longueur, contenues dans une zone déterminée de ces schistes, d'environ 8 centimètres d'épaisseur, ainsi que des sécrétions isolées de quartz blanc vitreux, présentent de petites écailles de tétradymite avec un peu d'or natif, de la pyrite, etc. L'or forme quelquefois des houppes que traversent des petits cristaux de quartz transparents et qu'un simple fil très fin suspend au schiste. Cette association du tellurure de bismuth (tétradymite) avec l'or natif en masses filiformes est encore signalée à la mine *Whitehall* et à la mine *Tellurium* dans la Virginie.

### Or des Blackhills (Dakota).

Des conditions de gisements analogues à ceux que nous venons de décrire se présentent dans les Blackhills du Dakota. Sur le flanc Ouest, l'or se trouve finement disséminé dans des lentilles interstratifiées de quartz, renfermées dans des micaschistes, des schistes amphiboliques, des quartzites et des gneiss. L'or est moins fréquent sur le flanc Est ; on en rencontre néanmoins, dans certains bancs de quartzite, associé avec des dépôts d'hématite qui provient naturellement de l'altération de pyrites.

### Mines d'or du Transvaal.

Le développement qu'ont pris et prennent encore journellement les mines d'or de la République Sud-Africaine est considérable.

Le lecteur qui désire connaître la description de ces mines, dans tous ses détails, consultera l'ouvrage

publié récemment par M. Schmeisser, conseiller des mines, qui, envoyé au Transvaal par le gouvernement allemand, a étudié sur place ces mines pouvant présenter d'intéressant aussi bien pour le géologue que pour l'ingénieur.

NOTIONS HISTORIQUES. — Lorsqu'en 1815 le second traité de Paris conféra à l'Angleterre la colonie du Cap qui, avant, appartenait aux Hollandais, cette puissance se trouva là en présence d'une population, les Boërs, descendants des anciens colons hollandais, s'adonnant presque exclusivement à l'agriculture et à l'élevage qui avaient besoin d'un nombreux personnel de serviteurs et pratiquaient l'esclavage sur une vaste échelle.

En 1835, lorsque le gouvernement britannique abolit la « traite » dans ses colonies du Cap, un grand nombre de Boërs, pour se soustraire aux nouvelles lois, émigrèrent vers le pays des nègres Matabélés, au nord de la rivière de Vaal. Sous la conduite de Hendrik Potgieter, ils domptèrent, après une lutte sanglante, les tribus indigènes et arrachèrent successivement au roi Mosili-Kate le territoire appelé aujourd'hui Transvaal.

En 1852, la Grande-Bretagne reconnut le Transvaal comme indépendant. Toutefois, quelques années plus tard, les divisions intestines et une guerre malheureuse contre Secococni, chef des belliqueuses tribus de Zoutpansberg, forcèrent les Boërs à réclamer l'aide des Anglais qui rétablirent l'ordre dans le pays, le sauvèrent de l'anarchie, mais au prix de son indépendance, car, en 1877, l'annexion du Transvaal à la colonie du Cap devint un fait accompli. De là, un profond mécontentement des Boërs qui se manifesta par une révolte en 1880, suivie par une défaite complète des Anglais et finalement la reconnaissance de l'indépen-

dance de la République Sud-Africaine (sous la suzeraineté anglaise), moyennant le remboursement d'une somme de 382,000 livres, représentant le montant des divers déboursés du Gouvernement anglais dans l'administration du pays pendant l'occupation du territoire boër par les troupes de la Reine.

Mais la guerre finie, la tranquillité ne se rétablit pas au Transvaal. Luttes intermittentes avec les tribus indigènes du Nord-Est, dissensions entre les chefs boërs, pauvreté générale, telle était la situation du pays, dont l'avenir semblait compromis, lorsque soudain un événement mémorable vint changer la face des choses.

Le gisement aurifère de Sheba fut découvert, et, de toutes parts, affluèrent les chercheurs d'or; des compagnies puissantes se formèrent, le trésor public se remplit, l'ordre moral se rétablit. La découverte, en 1886, des gisements du Witwatersrand ajouta encore au prestige du pays, augmenté finalement par l'annexion de la *New République*. En 1885 et 1887 un code minier fut voté à la satisfaction des chercheurs d'or.

Géographie du Transvaal. — Le Transvaal s'étend du 22° au 28° de latitude sud et du 25° au 32° de longitude est du méridien de Greenwich.

A l'Est il est borné, le long des montagnes Lebomdo, par la colonie portugaise du Mozambique, contourne le Swaziland, touche au Sud le Zoulouland, le Natal, et l'État libre d'Orange, est borné à l'Ouest par le West-Griqualand, le Béchuanaland et au Nord-Ouest et au Nord au protectorat anglais Béchuanaland et au Matabeleland. La superficie est de 308,200 kilomètres carrés, elle est comprise entre celles de l'Italie et de l'Angleterre. Ce territoire est divisé en 20,000 fermes distribuées par le Gouvernement, à l'exception de 4,000 (fig. 12).

De l'Ouest à l'Est, le Transvaal est traversé par trois chaînes de montagnes : les Magalies, entre les villes de Rustenbourg et de Prétoria, les Marikele, Dwartsberg, Waterberg, etc., et enfin la troisième chaîne formée par les Blauw et Zoutpansberg.

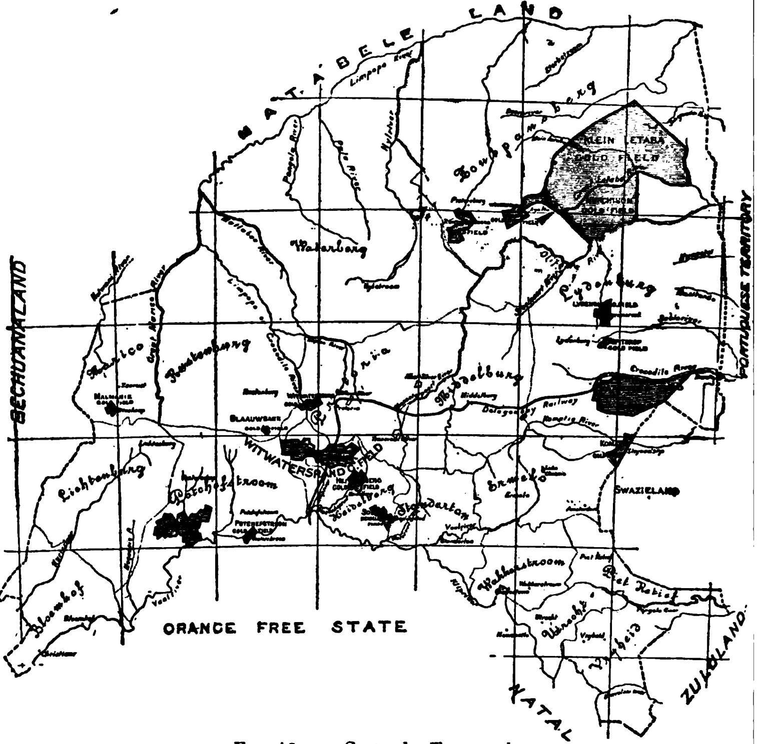



Fig. 12. — Carte du Transvaal.

Il y a en outre plusieurs chaînes secondaires, telles que les montagnes Lebombo, continuation du Drakensberg. Les montagnes les plus élevées se trouvent sur les frontières de Natal, du Swazieland et peuvent atteindre de 5,000 à 7,000 pieds.

Le territoire du Transvaal est pour ainsi dire enfermé entre deux cours d'eau principaux : le Vaal au Sud et le Limpopo au Nord.

Le Vaal prend sa source au mont Klipstapel près d'Ermelo, se dirige vers le Sud-Ouest et forme la frontière sud du pays jusqu'à son entrée dans le West-Griqualand ; il reçoit le Kliprivier, venant du Witwatersrand, le Mooi-Ridier, le Schoensprurt, le Makwassie-Spruit et le Harts-Spruit.

Le Limpopo prend sa source à l'extrémité ouest du Witwatersrand dans la région de Krügersdorp ; se dirige d'abord vers le Nord-Ouest jusqu'à ce qu'il arrive à la frontière du pays où il reçoit le Marico-Rivier. Puis il longe toute la frontière jusqu'à son entrée dans le Mozambique et va se jeter dans l'Océan Indien. D'après Carl Mauch, le Vaal pourrait être rendu navigable pour de petits navires entre Potchefstroom et Nebram, et le capitaine Elten affirme que le Limpopo serait navigable sur une étendue de 336 milles.

Le seul lac important du Transvaal est le lac de Chrissie, dans le New-Scotland; il a 36 milles de circonférence et est très profond.

Le pays est riche en sources chaudes et en eaux minérales. On cite la source appelée Warmbad près de Nylstroom dont les eaux, paraît-il, font merveille contre plusieurs sortes de maladies.

Le climat du Transvaal est très salubre, et cela grâce à l'altitude très élevée qui est en moyenne de 4,000 pieds au-dessus du niveau de la mer.

Le sol est très fertile, mais la population fermière est très restreinte, la majorité des Boërs ne cultive que juste ce qui lui faut pour sa consommation personnelle.

Le sous-sol est très favorisé au point de vue minéralogique : en dehors de l'or, on y rencontre en

quantité abondante l'argent, le cuivre, le plomb, le cobalt, le fer et surtout le charbon.

La population du Transvaal, d'après le recensement de 1890, s'élève à 680,000 habitants, dont 560,000 noirs et 119,128 blancs; ces derniers comprennent en majeure partie des Anglais, puis des Allemands et des Hollandais.

Au point de vue administratif, la République Sud-Africaine se subdivise en 18 districts administrés par les baillis, nommant chacun deux représentants qui forment, au nombre de 36, le « Volksrad ».

Le pouvoir exécutif comprend : 1° le président de la République, élu plébiscitairement pour cinq ans par tous les citoyens de l'État ; 2° le secrétaire d'État, élu par le Volksrad pour quatre ans ; et 3° quatre conseillers non officiels nommés pour trois ans par le Volksrad.

Avec l'industrie de l'or se sont naturellement développées les voies de communication (routes, chemins de fer, etc.), reliant les différents centres d'exploitation. Le Witwatersrand compte également plusieurs villes, dont la plus importante Johannesburg, d'environ 60,000 habitants, ne laisse rien à envier, au point de vue de la commodité, aux grandes villes européennes.

Géologie. — La large zone qui s'étend de O.-S.-O. à E.-N.-E. du Griqualand West le long du Vaal jusqu'aux possessions portugaises de la côte Est, joue un rôle très important par rapport à la constitution géologique de l'Afrique du Sud. Les territoires qui se trouvent au nord de cette zone et ceux au delà du Limpopo diffèrent radicalement des régions montagneuses qui forment l'Etat libre d'Orange et la partie nord de la colonie du Cap. Ici on se trouve en présence de couches horizontales de grès et de schistes formant les différents étages du « Karoo » (permien à l'infra-

lias), traversées par de nombreuses veines de roches éruptives. Là, c'est-à-dire dans la partie nord du Transvaal, le sol est en majeure partie formé de schistes, de gneiss et de granite, et tout à fait à l'Est, à proximité de la côte, les granites et les gneiss se présentent sous forme de masses énormes qui se prolongent au delà de la Delagoa-Bai jusqu'au sud, où elles sont recouvertes de couches de formation récente. Entre ces deux zones géologiques bien caractéristiques s'intercale une troisième formée de gros blocs de grès et de conglomérats, couronnées par de nombreuses voûtes de roches éruptives.

Le *Witwatersrand* étant la région principale des gisements de l'or, nous allons décrire particulièrement la coupe géologique de cette partie du Transvaal (fig. 13).

Le Witwatersrand (chaîne de colline des Blanches-Eaux) est une petite chaîne de collines à environ 35 milles au sud de Pretoria, capitale du Transvaal ; c'est l'endroit où se trouve la grande ville de Johannesburg, centre des opérations minières et commerciales.

Le district du Witwatersrand est situé sur le haut plateau qui occupe le centre de la partie sud de l'Afrique, à environ 6,000 pieds au-dessus du niveau de la mer. Le pays est généralement plat avec de légères ondulations; on y rencontre seulement quelques monticules rocheux de peu d'élévation.

La caractéristique des roches du district est une immense série de grès quartzeux, présentant la structure granuée du grès original. On y rencontre une vaste intrusion de roches de formation ignée, ayant traversé et disloqué les couches jusqu'à les placer dans la direction verticale et quelquefois même les retourner sens dessus dessous. Ce sont ces roches ignées dont on rencontre les affleurements dans cette contrée plate et monotone.

lias), traversées par de nombreuses veines de roches éruptives. Là, c'est-à-dire dans la partie nord du Transvaal, le sol est en majeure partie formé de schistes, de gneiss et de granite, et tout à fait à l'Est, à proximité de la côte, les granites et les gneiss se présentent sous forme de masses énormes qui se prolongent au delà de la Delagoa-Bai jusqu'au sud, où elles sont recouvertes de couches de formation récente. Entre ces deux zones géologiques bien caractéristiques s'intercale une troisième formée de gros blocs de grès et de conglomérats, couronnées par de nombreuses voûtes de roches éruptives.

Le *Witwatersrand* étant la région principale des gisements de l'or, nous allons décrire particulièrement la coupe géologique de cette partie du Transvaal (fig. 13).

Le Witwatersrand (chaîne de colline des Blanches-Eaux) est une petite chaîne de collines à environ 35 milles au sud de Pretoria, capitale du Transvaal ; c'est l'endroit où se trouve la grande ville de Johannesburg, centre des opérations minières et commerciales.

Le district du Witwatersrand est situé sur le haut plateau qui occupe le centre de la partie sud de l'Afrique, à environ 6,000 pieds au-dessus du niveau de la mer. Le pays est généralement plat avec de légères ondulations; on y rencontre seulement quelques monticules rocheux de peu d'élévation.

La caractéristique des roches du district est une immense série de grès quartzeux, présentant la structure granuée du grès original. On y rencontre une vaste intrusion de roches de formation ignée, ayant traversé et disloqué les couches jusqu'à les placer dans la direction verticale et quelquefois même les retourner sens dessus dessous. Ce sont ces roches ignées dont on rencontre les affleurements dans cette contrée plate et monotone.

L'exposition à l'air pendant une longue période a aplani les traces de cette dislocation et a produit, avec les résultats de l'érosion générale, des couches d'argile, de pyrites de conglomérats et de grès qui sont de formation récente.

D'après M. Ch. J. Alford la suite des phases géologiques a bien pu s'établir de la façon suivante :

1° Solidification des granites et dépôt sur eux des couches les plus basses de la stratification argileuse et quartzeuse ; aucune d'elles n'est bien représentée dans le district;

2° Dépôt, par des courants d'eau, de lits de sable et de galets apportés vraisemblablement d'une grande distance, et dépôt de petites quantités de matières argileuses dans les anfractuosités;

3° Intrusion générale des roches ignées restant probablement sous l'eau et n'atteignant pas la surface, effectuant une métamorphose complète de la structure primitive;

4° Dépôt sédimentaire de grandes quantités de sable quartzeux mélangés de vase et de matières végétales qui, s'amoncelant dans les crevasses des roches bouleversées, produisent les dépôts de charbon qu'on trouve dans le pays;

5° Soulèvement graduel de tout le système, et mise à découvert des roches ignées intrusives par l'enlèvement de la stratification qui les recouvrait;

6° Période très étendue d'exposition à l'air se prolongeant jusqu'à nos jours.

Cette longue suite d'actions géologiques nous laisse aujourd'hui avec les couches inférieures de grès converties en quartzites dans lesquelles la structure granulée est plus ou moins conservée et les lits de cailloux convertis en conglomérats. Dans les endroits où la stratification peut être observée à proximité des roches

émergeant de la surface on trouve cette stratification disloquée et traversée dans toutes les directions par des fissures le plus souvent fortement minéralisées.

Mais ce qui nous intéresse surtout ce sont les restes de la stratification disloquée remontant à la deuxième époque des terrains sédimentaires (dévonien), ces lits de conglomérat, qui forment aujourd'hui ces fameux « reefs » aurifères des champs d'or du Witwatersrand. Ces conglomérats, apportés par des courants d'eau variés, ont été, dans l'origine, déposés en couches ou lits de cailloux, alternant avec des couches de sable et de matières argileuses, et présentent une structure lenticulaire très variable en étendue.

Ces conglomérats, dit M. Alford, offrent les aspects les plus variés, depuis un grès à grains épais contenant çà et là des cailloux roulés de petite dimension jusqu'au véritable « pudding de pierre » criblé de cailloux de la grosseur d'un œuf de poule et même plus. Les uns sont tendres, les autres sont durs; ceux-ci blancs, ceux-là gris, bruns ou rouges, les cailloux qui les parsèment varient du silex blanc au quartz noir. Cette apparence particulière leur a valu des Hollandais le nom de *Banket* (nom d'un gâteau aux amandes du pays).

L'origine de cette immense masse de matière quartzeuse et autre est une question bien intéressante. Qu'elle provienne de l'érosion et de la désagrégation de vastes masses de rocs granitiques, cela se conçoit tout de suite, mais où ces rocs étaient-ils placés? Voilà qui n'est pas facile à déterminer. Peut-être ont-ils formé les chaînes de montagnes de ce mystérieux continent qu'on suppose avoir occupé autrefois l'endroit du globe où se trouve aujourd'hui l'Océan Atlantique nord. Le grand soulèvement et la dislocation de ces stratifications causés par l'irruption de roches ignées

(3e époque géologique) les a placés à peu de chose près dans la position qu'ils occupent aujourd'hui, les affleurements ayant été mis à découvert par l'enlèvement des couches qui les recouvraient et par l'action des temps sur la surface du sol pendant de longues périodes. La position actuelle de la surface du sol par rapport à l'horizon est purement accidentelle ; les lits des conglomérats sont bouleversés au milieu des grès quartzeux, la mise à découvert des lits qui forment les « reefs » actuels est purement une affaire de hasard, et M. Alford dit qu'on peut affirmer qu'il existe en profondeur beaucoup plus de couches qu'il n'y en a à la surface.

M. Gibson prétend que ces conglomérats proviennent principalement du granite et des schistes cristallins qu'ils recouvrent, et qui ont dû renfermer de nombreuses veines et de grandes quantités de quartz (galets) aurifère. Mais M. Schmeisser lui répond que les galets roulés ne sont que très rarement aurifères, et que l'or ne paraît se rencontrer que dans des fentes très minces traversant le quartz.

On est ainsi amené à la question de l'origine de l'or dans les conglomérats, à se demander si le précieux métal se trouvait déjà dans les conglomérats au moment de leur formation, à la façon de l'or dans les sables des rivières, ou bien s'il y a été amené par des causes tout à fait indépendantes de leur formation. Dans la première hypothèse la répartition de l'or devra suivre essentiellement les lois des dépôts aurifères modernes, alors qu'il ne pourra pas en être question dans la seconde hypothèse.

D'après M. Alford, l'or se présente sous des formes plus ou moins cristallisées, auxquelles on reconnaît souvent le système cubique. Isolé des pyrites, il se présente en petites lamelles pouvant également être

considérées comme dérivant du cube. Généralement l'or est plus abondant dans le cément que dans les galets, les parties les plus riches du cément sont celles qui entourent immédiatement les galets, de sorte que la surface de l'espace creux, après l'éloignement d'un galet, est recouverte de petits cristaux d'or.

Alford en conclut que l'or n'a certainement pas été amené à sa place actuelle, à l'état d'or natif.

Pour M. Koch, l'or natif a été amené dans les conglomérats par des causes ultérieures au dépôt de ces conglomérats. A l'appui de son hypothèse il fait remarquer que l'or s'y présente ou bien sous forme de cristaux microscopiques ou bien à l'état de cristaux réguliers, à arêtes bien nettes, alors qu'il y a absence complète de petits grains arrondis et de lamelles qui caractérisent l'or des rivières déposé par préparation mécanique. Il remarque en outre que la répartition de l'or se réduit aux zones de destruction et aux formations secondaires du quartz.

M. Pélikan, de Vienne, combat la théorie de Koch. Pour lui, M. Koch se trompe quand il prétend que l'or ne se présente pas en petites lamelles, et n'est jamais renfermé dans le quartz. Les lamelles sont en effet visibles, dit-il, à l'œil nu, et d'autre part en traitant une grande masse de conglomérats broyés, par de l'eau régale, il a obtenu de l'or en dissolution, facilement caractérisé par les réactifs ordinaires. L'hypothèse de Pélikan, partagée par le professeur Suess, a été adoptée par les membres de la « Commission de l'argent » de Berlin dans sa séance du mois de juin 1894.

Citons encore l'opinion de MM. Fuchs et de Launay qui admettent « que le métal précieux a été originalement contenu dans de la pyrite de fer, transformée à la surface en oxyde ou dissoute et emportée à l'état de sulfate par les eaux. Cette pyrite se retrouve

encore quelquefois dans le gisement à l'état de galets roulés et, étant plus friable que le quartz, a nécessairement contribué surtout à donner les éléments de la pâte à grain fin qui entoure les galets: d'où la richesse plus grande en or de cette pâte et cette destruction même a pu y concentrer l'or par une destruction mécanique. L'or proviendrait, dès lors, de filons de quartz et pyrite, antérieurs au dévonien, filons à peu près contemporains de ceux d'Australie, qui, recoupant le cambrien et le silurien, s'arrêtent toujours, paraît-il, devant les terrains plus récents de la région.

« Ces filons de quartz aurifère sont, d'ailleurs, très fréquents dans la région, quoique, en général, inexploitables ; ils se présentent sous forme de veines minces plus ou moins interstratifiées dans les schistes. »

« Si l'on repoussait cette hypothèse, disent MM. Fuchs et de Launay, il faudrait admettre une précipitation chimique de l'or contemporaine du dépôt, ce qui paraît contraire à la présence de l'or dans les galets roulés, soit de quartz, soit de pyrite. Il est, dans tous les cas, assez singulier de voir l'or se localiser souvent dans certains lits extrêmement minces, parfois de 1 ou 2 centimètres à peine, tandis que des conglomérats semblables, au-dessus et au-dessous, sont stériles. Mais on peut remarquer, comme loi générale, que l'or est infiniment plus fréquent dans des conglomérats à gros galets que dans des grès fins ; c'est pour nous, de même que la concentration de l'or sur le bedrock dans les placers, un résultat de la préparation mécanique[1] ».

Filons aurifères du Witwatersrand. — On désigne sous le nom de *filons* ou *reefs* toutes les couches du conglomérat aurifère dont on a découvert les affleure-

1. Fuchs et L. de Launay, *Traité des gîtes minéraux et métallifères*, 1893, t. II.

ments sur la surface du district de Witwatersrand. Ces filons ou affleurements sont excessivement nombreux; on en compte une trentaine environ. Mais le plus important de tous est le *Main Reef;* c'est donc par l'étude de ce filon qu'il importe de commencer.

Le *Main Reef et ses leaders.* — Le *Main Reef* (mot à mot: filon principal) a été connu d'abord sous le nom de Struben ou de Weilbach reef, puis sous celui qu'il porte aujourd'hui; le Main Reef a été suivi par différents autres explorateurs tels que Bantjes, Walker, Ferreira, Knight, et mis à jour sur un parcours de plus de 50 kilomètres. Lors de sa découverte, on le considérait comme isolé; mais on ne tarda pas à s'apercevoir qu'au lieu de former une veine unique, il était accompagné de plusieurs autres filons parallèles plus petits (leaders) formant pour ainsi dire ses satellites, mais beaucoup plus riches que lui, et qui sont, en allant du Sud au Nord, le South Reef, le Middle Reef, le Main Reef Leader, le Main Reef proprement dit et North Reef. La figure ci-dessous indique la position respective de ces divers filons, leur importance, leur richesse, leur inclinaison, etc. (fig. 14).

Voici, d'après M. Alford, la description du système du Main Reef.

« Le Main Reef avec ses leaders ne sont que des affleurements des lits de conglomérat qu'on peut suivre à l'Est et à l'Ouest de Johannesburg sur une distance de plus de 50 milles. Ces affleurements forment un faisceau de 10 à 200 pieds d'épaisseur, les filons ou lits de conglomérat étant séparés l'un de l'autre par du grès quartzeux passant du blanc au rouge généralement exempts de minéraux accessoires ».

La distance des filons entre eux, leur épaisseur, leur angle avec la surface, leur richesse aurifère varient considérablement dans le sens de l'étendue latérale.

*South Reef.* — Comme son nom l'indique, le filon se trouve au Sud de la série; son épaisseur varie de

## COUPE THÉORIQUE DU MAIN-REEF

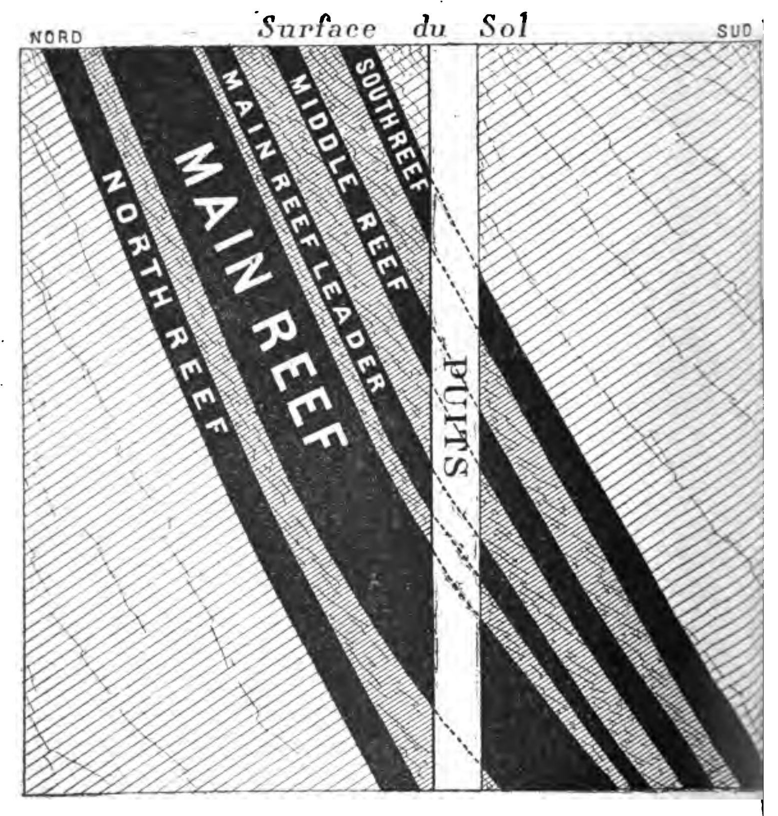



Fig. 14. Coupe théorique du Main-Reef.

Figure empruntée au livre de M. Henry Dupont, ***Les Mines d'or de l'Afrique du S***

six pouces à trois pieds; il est, par places, très riche en or, les essais ayant donné occasionnellement de 10 à 12 onces par tonne.

*Middle Reef.* — Immédiatement au Nord du précédent, il a une épaisseur qui paraît varier de quelques pouces à plus de deux pieds et qui, par places, est également excessivement riche en or.

*Main Reef Leader.* — Ce filon est au Nord, à une distance variant de 20 à 150 pieds du « South Reef »; c'est de ce reef qu'on a retiré les plus beaux résultats obtenus jusqu'ici; son épaisseur varie de 6 pouces à 2 pieds; il rend en moyenne de 2 à 6 onces d'or par tonne.

*Main Reef* proprement dit. — A une distance plus au Nord (souvent à quelques pouces seulement), on trouve un très large dépôt: c'est le « Main Reef proprement dit », dont l'épaisseur varie de 4 pieds jusqu'à 40 pieds; il contient depuis de simples traces d'or jusqu'à une once à la tonne.

*North Reef.* — Au Nord du précédent, à une distance de 20 à 100 pieds, il a été jusqu'ici moins exploré que les autres.

Son épaisseur paraît varier de 1 à 5 pieds, il renferme depuis des traces d'or jusqu'à une once à la tonne.

« Tel est l'ensemble du système de ce fameux Main Reef, dit M. Alford, sur la ligne duquel plus de cent Compagnies travaillent, c'est-à-dire la plus vaste série continue de travaux miniers que le monde ait jamais vus. »

Loin d'être homogènes, ces séries de couches de conglomérats sont, paraît-il, formées de dépôts provenant de directions différentes; en quelques endroits l'individualité des différents « reefs » est obscure, des cailloux de même nature étant disséminés en grandes

quantités dans les couches de quartzites qui les séparent, couches qui, dans ce cas, se trouvent contenir de grandes quantités d'or.

De nombreuses cassures répétées ou s'écartant de la direction générale entrecoupent la série ; la portion la plus régulière est le « Main Reef proprement dit » dont les cassures n'ont jamais plus de 100 pieds et dont la direction de la ligne de l'Est à l'Ouest est généralement bien conservée.

L'inclinaison des filons varie depuis 0° jusqu'à un angle de 20° vers le Sud ; la plus forte inclinaison paraît dans beaucoup de cas coïncider avec les plus forts bouleversements du terrain.

Les inclinaisons observées des couches peuvent être décrites comme formant trois lignes parallèles allant de l'Est à l'Ouest, à une distance respective d'un mille, de deux milles et de trois milles à partir de la côte septentrionale du plateau du Rand.

Quant à la continuité de ces « reefs » en profondeur, on peut supposer que l'inclinaison des filons diminuera graduellement en profondeur et que leur direction vers le Sud continuera avec celle des stratifications qui les contiennent, jusqu'à ce que leurs limites normales aient été atteintes; il peut aussi se faire qu'en profondeur la ligne de fracture soit atteinte à l'endroit où l'on pense actuellement que les couches reprennent une position plus horizontale au sud de la ligne des filons. On peut supposer enfin que l'origine des lits de conglomérat se trouve dans la portion du terrain retourné sens dessus dessous et que leurs limites pourront être atteintes à un moment donné en profondeur.

M. Alford croit que les deux premiers cas indiqués plus haut se présenteront dans différentes parties du district, suivant que le bouleversement des couches aura été plus ou moins fort.

AUTRES FILONS DU WITWATERSRAND. — Les affleurements du *Botha's reef* se montrent à quelque distance au Nord de la ligne du Main reef et s'étendent à travers le village de Krugersdorp, dans une direction S.-S.-O. jusqu'à Klerksdorp. L'inclinaison de cette ligne de filons, qui s'étend sur plus de cent milles, paraît être vers le Sud quand la ligne des affleurements a une direction E.-O., elle se dirige vers l'Est quand la ligne des affleurements a une direction N.-S.

Voici, en dehors du Main Reef et de ses leaders, les noms des principaux filons ou affleurements avec les rendements en or qu'ils ont donné à l'essai :

| | OR A LA TONNE |
|---|---|
| Le Battery Reef. . . . . . . . . . | de 15 à 62 grammes. |
| Le Dupreez Reef. . . . . . . . . | de 10 à 30 — |
| Le Sydney Reef. . . . . . . . . . | de 23 à — |
| Le Bothas Reef. . . . . . . . . . | de 31 à 120 — |
| Le Kimberly Reef. . . . . . . . . | de 15 à 46 — |
| Le Sunday Reef. . . . . . . . . . | de 46 à — |
| Le Free State Reef. . . . . . . . . | de 46 à 74 — |
| Le Treasury Reef. . . . . . . . . | de 8 à 62 — |
| Le Nigel (Marais Reef). . . . . . | de 30 à 90 — |
| Le Van Wyk Reef. . . . . . . . . | de 31 à — |
| Le Bird Reef. . . . . . . . . . | de 31 à 50 — |
| L'Atewell Reef. . . . . . . . . . | de 24 à 90 — |
| Le Black Reef. . . . . . . . . . | de 30 à 240 — |
| Le Kelly Reef. . . . . . . . . . | de 31 à — |
| L'Afrikaander Reef. . . . . . . . | de 20 à 30 — |
| Le Zuurbult Reef. . . . . . . . . | de 20 à 62 — |
| Le Yellow Reef. . . . . . . . . . | de 23 à 30 — |
| Le White Reef. . . . . . . . . . | de 31 à 45 — |
| Le Eagle Reef. . . . . . . . . . | de 8 à 25 — |

La figure (ci-dessous) donne le profil des filons de Johannesburg à la rivière du Vaal (fig. 15).

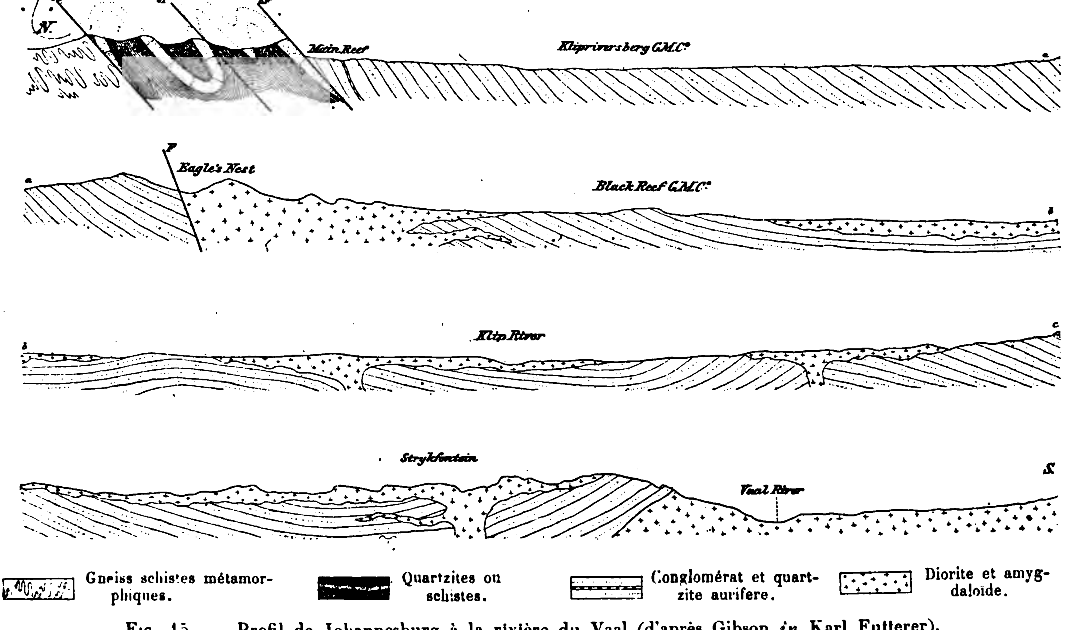



Fig. 15. — Profil de Johannesburg à la rivière du Vaal (d'après Gibson *in* Karl Futterer).

Le nombre des compagnies du Witwatersrand est si considérable qu'il est nécessaire d'adopter une classification, si l'on veut les étudier avec quelque clarté. La classification la plus logique est celle qui se fait suivant les filons exploités ; on a ainsi :

1° Compagnies sur le Main Reef ;

2° Compagnies sur les filons Botha's, Battery, Kinberley, Sunday, Free State, Ida et autres « reefs » secondaires ;

3° Compagnies sur le Black Reef.

Les compagnies sur le Main Reef se subdivisent elles-mêmes en trois classes :

1° Compagnies sur l'affleurement du Main Reef (Main Reef Out-Crop) ;

2° Compagnies sur le Main Reef proprement dit (Main Reef Proper) ;

3° Compagnies sur les niveaux inférieurs du Main Reef (Main Reef deeps level).

Ces compagnies se trouvent indiquées, avec leur emplacement respectif, leur superficie, le nombre de leurs claims et de leurs pilons, la quantité d'or extraite, etc., dans différents tableaux de l'ouvrage de M. Schmeisser, déjà mentionné.

Gisements autres que ceux du Wiwatersrand. — Indépendamment du Witwatersrand qui forme la principale région aurifère du Transvaal, il faut citer les districts de de Kaap, Lydenburg, Klerksdorp, Klein Letaba, Malmani, Vryheid, etc.

A *de Kaap* (Barberton) on a reconnu la présence de l'or dans des conglomérats, des quartzites et des veines filoniennes semblant s'être ouvertes à la suite de l'éruption des mélaphyres.

La teneur du minerai est assez variable, souvent elle oscille dans les environs de 40 grammes à la tonne, mais au début de l'exploitation on est tombé

quelquefois sur 250 grammes. Il y a jusqu'à $2^{gr}5$ de pyrite par tonne de minerai.

Les principaux centres sont Barrest-Berlin, Kantoor, Waterfall où l'on exploite les Consort Reef, Albion Reef, Talwse Reef, Indépendant Reef, etc.

A Sheba, on a exploité des quartzites aurifères, depuis quelques années ces mines sont abandonnées.

A *Lydenburg*, on exploite soit des filons encaissés dans les schistes talqueux et ayant de $0^m,60$ à $1^m,20$, soit des alluvions. Les principaux centres sont Francfort et Waterval.

Le district de *Klerksdorp*, entre Kimberley et Johannesburg, comprend une couche de conglomérats de $1^m,5$ de puissance encaissée dans des schistes qui disparaissent à 30 mètres de profondeur. La teneur est en moyenne de 24 grammes d'or à la tonne, parfois elle s'élève à 60 grammes. La couche est surmontée de $0^m,5$ de gros grès également aurifères.

A *Klein Letaba*, on exploite des filons-couches de quartz dirigées Ouest-Nord-Ouest — Est-Nord-Est, dont l'inclinaison varie de 0° (Ellerton) à 38° (Birthday et Letaba). Aux mines d'Ellerton, on exploite deux filons de 1 à $1^m,75$ d'épaisseur, et reconnus jusqu'à 200 mètres. La teneur est en moyenne de 23 grammes d'or à la tonne.

Aux mines de Birthday on exploite un filon dont la puissance varie de quelques centimètres à 4 mètres et qui est traversé en deux endroits par deux filons de grünstein de $1\text{-}1^m,25$ à 2 mètres d'épaisseur.

*Malmani* doit la découverte de ses gisements à l'explorateur Carl Mauch. La couche aurifère mesure 24 kilomètres. Les reefs y ont été tracés à une profondeur de 100 pieds. L'or est trouvé dans un quartz blanc, très dur, encaissé dans des basaltes, cette formation [illegible] toute différente de celle qui existe au Witwaters-

rand. Le métal précieux se présente sous forme de paillettes, visibles à l'œil nu. La teneur est excessivement variable, des zones très riches alternant avec d'autres tout à fait stériles.

Exploitation des mines d'or du Transvaal. — L'or a été exploité au Transvaal dès la plus haute antiquité. L'explorateur Carl Mauch, en 1867, trouva des traces d'exploitations minières au Nord du Limpopo dans le Mashonaland et le long du Tati dans le Matabeleland; en 1868, il en trouva au Transvaal même, le long de la chaîne montagneuse au Nord du Selati.

C'est en 1872 qu'on reprit pour la première fois l'exploitation de ces gisements et notamment dans le district de Lydenburg, dans les vallées du Mac-Mac et du Pilgrim-Creek.

Des compagnies minières se formèrent, se développèrent après que la tranquillité fut revenue dans le pays, et aujourd'hui les gisements du Transvaal sont exploités par un nombre considérable de compagnies et suivant des méthodes régulières des mines européennes.

Les gisements sont exploités différemment, suivant qu'on a affaire à des filons, à des couches ou à des alluvions.

Les alluvions sont exploitées par les différentes méthodes que nous décrirons plus loin.

Les filons et les couches s'exploitent par puits et par galeries. Dans les régions montagneuses on atteint souvent le gîte par galeries débouchant dans les vallées, sans avoir besoin de foncer des puits.

Au Witwatersrand, le gîte ne peut être atteint sans puits que jusqu'à une profondeur de 20 mètres. Dans la mine de Sheba le gîte est attaqué par six galeries débouchant dans la vallée ainsi que l'indique la figure 16. Ces galeries ont $1^{m},75$ de haut. Dans les

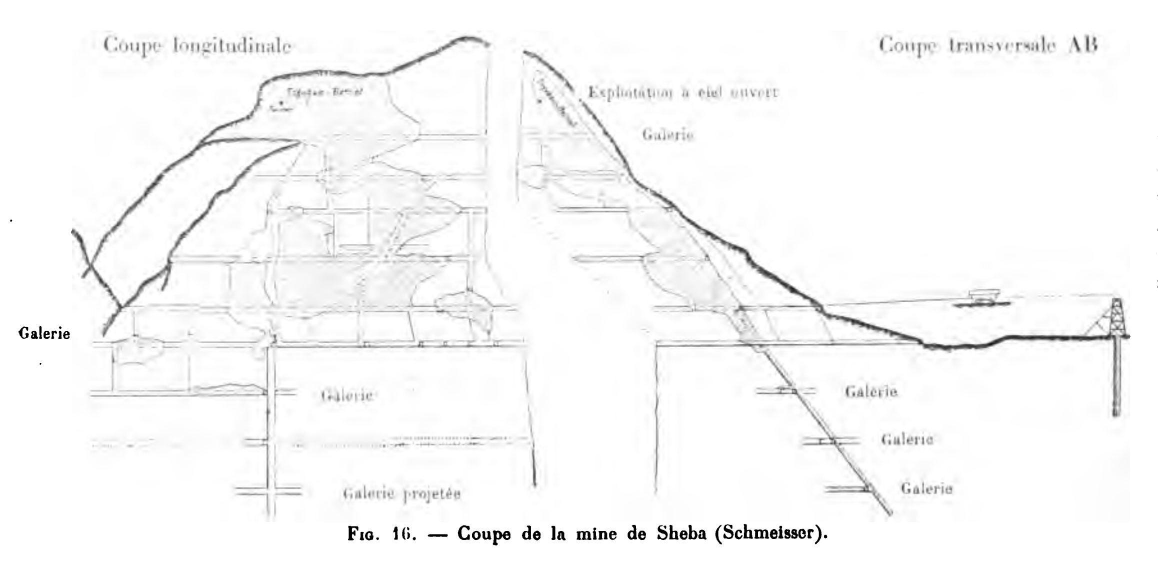



Fig. 16. — Coupe de la mine de Sheba (Schmeisser).

terrains de décomposition des montagnes du Lydenburg, on les garnit de palplanches.

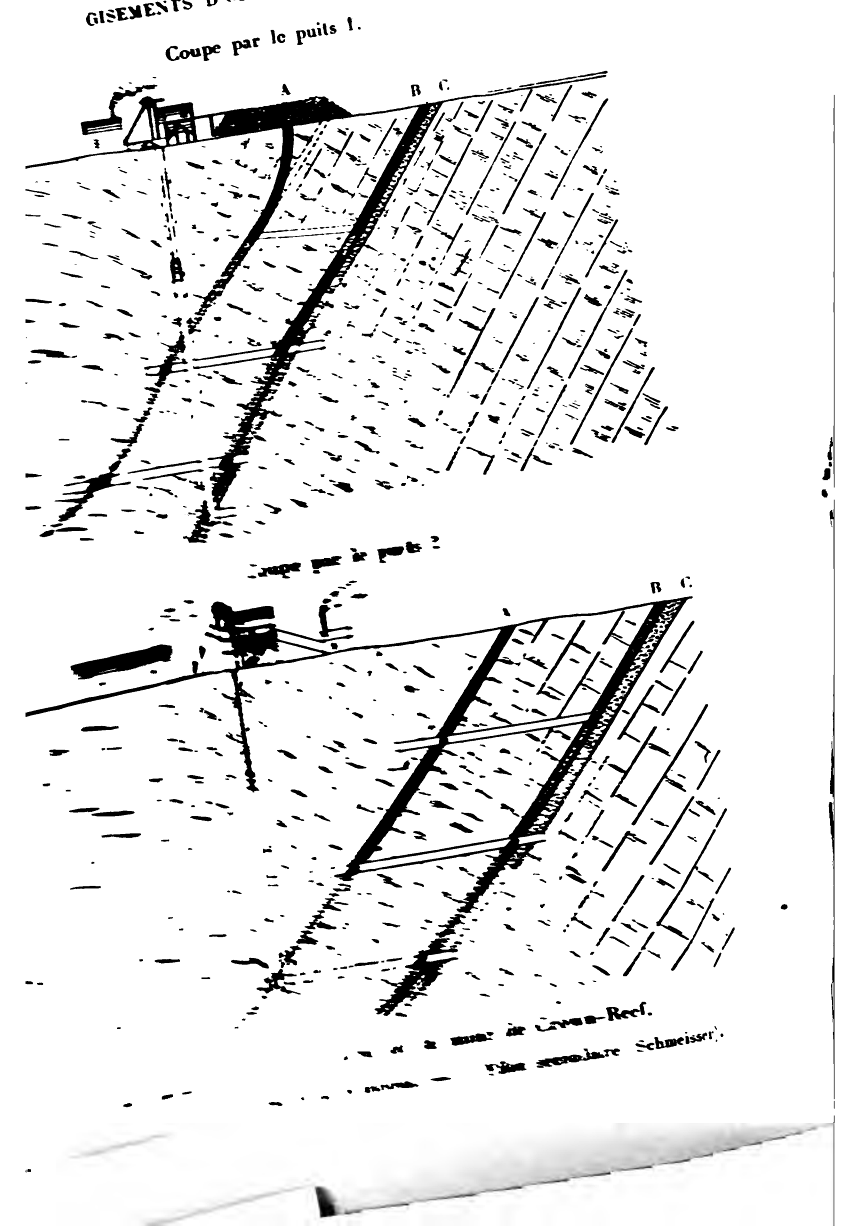
Dans les champs d'or du Witwatersrand, du Klerksdorp, du Klein Letaba, du Marabasstad, du Malmani et du Selati, on atteint le gîte au moyen de puits dont la section est généralement rectangulaire.

Dans les terrains décomposés ces puits sont cuvelés. Le bois provient de Scandinavie ou de Californie.

L'extraction se fait au moyen de bennes munies sur les côtés de quatre roues dont les deux inférieures sont deux fois plus grandes que les deux autres. Les roues montent le long d'un guidage et, arrivée au jour, la benne, par suite de cette différence de diamètre des deux couples de roues, se dirige automatiquement sur le côté, bascule et se vide automatiquement.

Les machines d'extraction n'ont rien de particulier. Les puits d'extraction sont quelquefois au nombre de deux, souvent se réduisent à un seul pour les mines de moindre importance. Ils sont recoupés par des galeries distantes généralement d'une trentaine de mètres et qui ont une hauteur de $1^{m},5$ à $1^{m},75$. La figure 17 donne la disposition des puits et galeries de la mine Crown Reef près de Johannesburg.

L'abatage du gîte se fait suivant les méthodes ordinaires qui dépendent, ainsi qu'on le sait, de l'inclinaison et de la puissance du gîte, etc. Il nous est impossible de décrire l'exploitation de tous les gîtes, nous renvoyons pour cela à l'ouvrage de Schmeisser. Disons encore que le forage des trous de mine se fait ordinairement à la main, rarement on se sert de perforatrices mécaniques. Le seul explosif employé est la dynamite. Dans la mine de Robinson, il faut $0^{kg},5$ de cet explosif au prix de 2 fr. 95 par tonne de conglomérat. L'aérage se fait par ventilation naturelle. L'eau n'abonde pas dans les travaux miniers du Transvaal. Au Witwatersrand,


Coupe par le puits 1.
A
B
C
Coupe par le puits 2
B
C
Reef.
Schmeisser).

les nappes d'eau souterraines ne descendent pas plus bas que 50 mètres, on les recueille dans une des galeries supérieures d'où elles sont élevées au jour. L'éclairage se fait dans les grandes mines à l'aide de l'électricité.

Les exploitations minières du Witwatersrand atteignent d'assez grandes profondeurs. Dans la mine de Village Main Reef, on exploite à 156 mètres; dans la mine Robinson, on extrait du minerai à 155 mètres. Les mineurs de la Sheba cherchent l'or à 176 mètres de profondeur.

Les autres mines exploitent en vallée ou ne sont pas encore arrivées à une grande profondeur. D'après Schmeisser, en 1893, 70 mines ont exploité au Witwatersrand 2,009,601 tonnes de conglomérat, dont:

4 plus de 100,000 tonnes;
9 de 50,000 à 100,000 tonnes;
32 de 10,000 à 50,000 tonnes;
25 moins de 10,000 tonnes.

Dans les champs du De Kaap l'or est exploité par 22 compagnies. La mine de Sheba a produit dans l'année 1892-93 38,146 tonnes de minerai, c'est-à-dire plus de la moitié de l'extraction de tout le district. Dans le Lydenburg on comptait, en 1893, 8 sociétés minières, dans le Klerksdorp 4, dans le Letaba 3; 3 dans le Marabarstad, et 1 dans le Selati.

Les frais de l'exploitation dans le Witwatersrand varient suivant la puissance du gîte et aussi suivant la disposition des travaux d'aménagement, ils sont compris entre 8 fr. 75 et 43 fr. 75. Il est intéressant de comparer entre eux les frais d'exploitation de deux mines de « types » différents.

| MINES | PUISSANCE DU GITE | FRAIS D'EXPLOITATION |
|---|---|---|
| Robinson goldmine. . . . | 60 centimètres. | 30 fr. 50 la tonne. |
| Langlaaghe goldmine.. . . | 3 mètres. | 12 fr. 125 la tonne. |

A la mine de Sheba, les frais d'exploitation ne s'élevaient, en 1893, qu'à 10 fr. 10 par tonne.

PRODUCTION EN OR DU TRANSVAAL. — La production de la République Sud-Africaine s'élevait en 1892 à 41,225kg,3 (1,324,394 ors), à savoir :

| | |
|---|---|
| Witwatersrand. . . | 37.663,1 kil. |
| De Kaap. . . . . | 1.963,4 |
| Lydenburg.. . . . | 749,4 |
| Klein-Letaba. . . . | 457,1 |
| Klerksdorp.. . . . | 278,9 |
| Malmani. . . . . | 64,1 |
| Marabasstad. . . . | 34,6 |
| Houtboschberg. . . | 11,6 |
| Kryheid. . . . . | 2,5 |
| Selati. . . . . . | 0,6 |
| TOTAL.. . . . | 41.225,3 |

En 1893, elle s'élevait à 50,088kg,20 (1,610,335 ors, 18).

| | |
|---|---|
| Witwatersrand. . . | 49.986,84 kil. |
| De Kaap. . . . . | 2.099,45 |
| Lydenburg. . . . | 912,26 |
| Klerksdorp. . . . et Potschefstroom. . | 759,16 |
| Soutpansberg. . . Klein-Letaba. 204,92 Selati, etc. . 71,43 | 276,35 |
| Malmani. . . . . | 53,47 |
| Vryheid. . . . . | 0,67 |
| TOTAL. . . . | 50.088,20 |

Les statistiques publiées par la « Chamber of mines » de Johannisberg donnent les chiffres suivants :

| | |
|---|---|
| 1887. . . . . . . | 719,30 kil. |
| 1888. . . . . . . | 6.473,55 |
| 1889. . . . . . . | 12.801,16 |
| 1890. . . . . . . | 15.390,89 |
| 1891. . . . . . . | 22 683,10 |
| 1892. . . . . . . | 37.663,18 |
| 1893. . . . . . . | 45.986,84 |
| TOTAL. . . . | 141.718,14 |

d'or représentant une valeur de 410.061.420 francs.

Ces tableaux sont représentés graphiquement par les figures ci-contre empruntées à l'ouvrage de Schmeisser. (Pour la production de 1894 nous renvoyons au chapitre « Statistique ».)

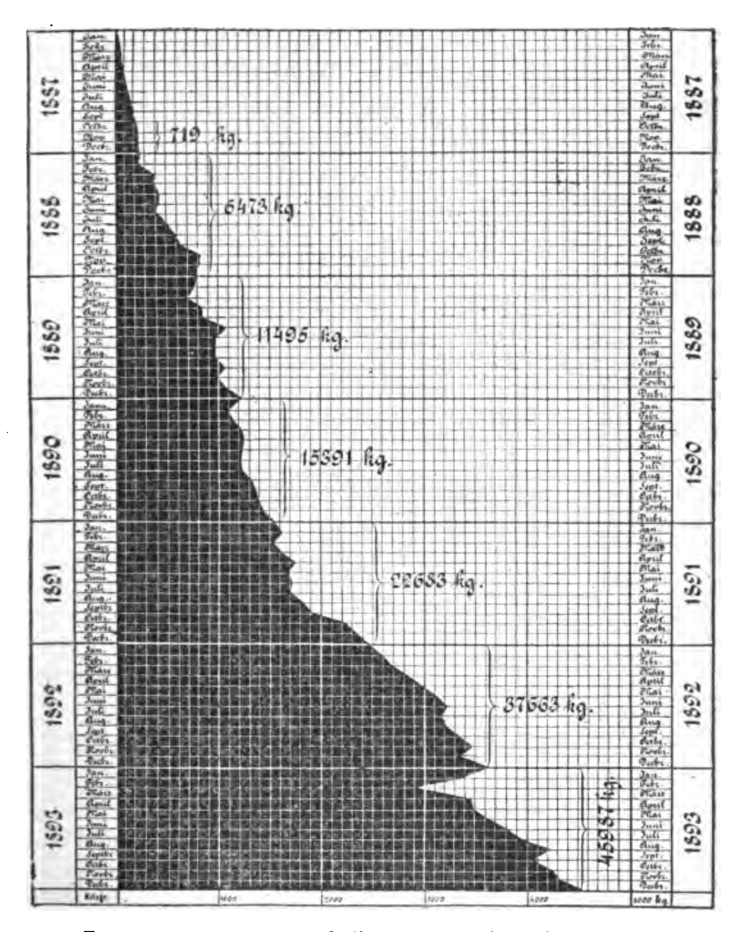



Fig. 18. — Représentation de l'augmentation de production en or du Witwatersrand (Futterer).

. 18 bis. — Comparaison de la production de l'or des différents champs d'or du Transvaal.

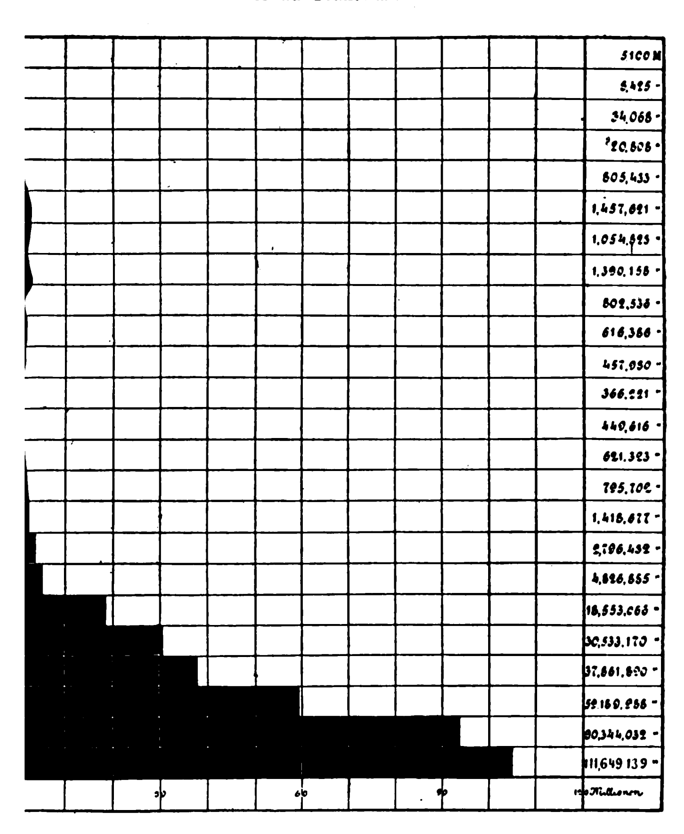



Fig. 18 ter. — Représentation de la valeur de l'exportation de l'or dans l'Afrique du sud (Futterer).

### Gisements sud-africains autres que ceux du Transvaal.

Champs aurifères du Zoutpansberg. — Ce sont les derniers proclamés au Transvaal.

Signalés dès 1873 par l'explorateur Butten ils ont commencé à être exploités en 1887.

Ces champs aurifères consistent en de nombreux filons de quartz, très riche vers 40 à 50 mètres de profondeur. Ces filons sont encaissés dans des schistes disposés en couches régulières auxquelles un soulèvement souterrain a donné une inclinaison de 75° à 80°, et que longe de chaque côté une large barre de granites.

La principale mine est Palmietfontein, où un filon de $1^m$,50 à 2 mètres d'épaisseur donne un rendement moyen de 90 à 150 grammes à la tonne.

Champs aurifères du Swazibland. — Au commencement de 1886 la découverte des filons de la Pigg's Peak et de la Forbes Reef a donné lieu à l'exploitation de l'or dans ce pays. Les concessions sont au nombre de vingt, partagées entre huit compagnies anglaises. Les mines principales sont à Kobolondo, Firbes, Horo.

Mines d'or du Matabeland et du Mashonaland. — Les gisements aurifères ont été découverts en 1865 par Carl Mausch à Tati. L'or, légèrement revêtu de pyrites, est renfermé dans des filons de quartz encaissés dans du granite entrecoupé de zones de schistes chloriteux et talqueux, soulevés par des roches éruptives de nature dioritique. Les principaux gisements sont Monarch, Kimberley mine, Sam, Blue Jacket, etc.

En dehors de ces filons, on trouve l'or dans un certain nombre d'alluvions dans la région des affluents de la rive gauche du Zambèze, citons Macequece Missale, Caburamanga et Macango. Les sables des rivières qui

se jettent dans le Zambèze, au Nord de Tete, sont également aurifères.

D'après Rankin, toute la partie ouest du plateau de Katanga présente des « reefs » aurifères.

Gisements aurifères de la colonie du Cap. — Les champs d'or de Knysna-Millwood, à proximité de l'Océan Indien, sont les seuls exploités dans la région du cap de Bonne-Espérance. L'or se trouve dans des alluvions et surtout dans des filons de quartz traversant des schistes argileux et des grès. Le district principal se trouve à Drillwooc entre les rivières Karatara et Homtini.

De 1888 à 1892 on a exploité dans ce pays pour 251,825 francs d'or. — Citons encore les districts de Spreunfontein et de Klein-Watervaal, où l'or se présente dans de grandes masses d'alluvions provenant de la décomposition de nombreux filons qui traversent les grès jaunes et brillants du « Karoo ». On trouve également l'or dans des veines de quartz traversant des couches de grès. D'après Sawyr, une partie des alluvions provient également de ces veines.

Mentionnons encore les gisements de Cradock, où l'or se trouve dans des manteaux de prehnite enfermés dans des roches éruptives; ceux de Laakenvley et de Karooport dans l'ouest de la colonie, où l'on se trouve en présence de nombreux filons de quartz aurifère, mais de teneur trop faible pour être exploitables.

Or de l'État libre d'Orange. — Ce pays compte comme gisements aurifères ceux de Vredefort Fields et de Blauboschport, à proximité de la rivière Vaal. Là on exploite des « reefs » encaissés dans des schistes avec grès intercalés, et formés de conglomérats, de galets de quartz cimentés par des matières siliceuses. Le « reef » le plus nord a beaucoup d'analogie avec le « Main Reef » du Witwartersrand et Bennett va même jusqu'à voir en lui la suite sud de fameux filons.

La teneur moyenne de ces reefs est de 12 g

OR DE LA COLONIE DE NATAL. — Signalo cette partie de l'Afrique du Sud les filons d'Umsinga près de la rivière Tugela et d'Umzi de la côte, où des prises d'essai ont donné 40 mes d'or à la tonne.

OR DU DAMARALAND. — Découvert dans ce a environ trente ans, l'or n'y est exploité que peu de temps dans trois riches veines de quai est associé à du bismuth métallique.

GISEMENTS AURIFÈRES DU MOZAMBIQUE. — L exploité au Mozambique dès la plus haute a On trouve dans les anciennes littératures sé cette phrase disant textuellement : « C'est région entière de Sofala que se trouve l'or beau ». D'ailleurs, le Mozambique actuel d compris dans le fameux pays d'Ophir qu également partie du Transvaal d'aujourd'hui, e roi Salomon faisait venir d'énormes quanti qui, selon les calculs d'un savant hiérographe représentaient une valeur moderne de 900 mi livres sterling.

L'explorateur Carl Mauch a marqué, dans vince de Manica, l'emplacement des anciens pour la recherche de l'or. M. Elisée Reclus, « Nouvelle Géographie universelle », place l'anti d'Ophir dans les provinces portugaises du africain.

Quoi qu'il en soit, on trouve dans la plu hautes vallées du district de Manica, des c des galeries, des puits, des vestiges de ro moins d'une exploitation minière considérabl

Les filons-couches de Manica se présentent tification concordante avec les roches encaiss sont généralement des schistes siluriens plus

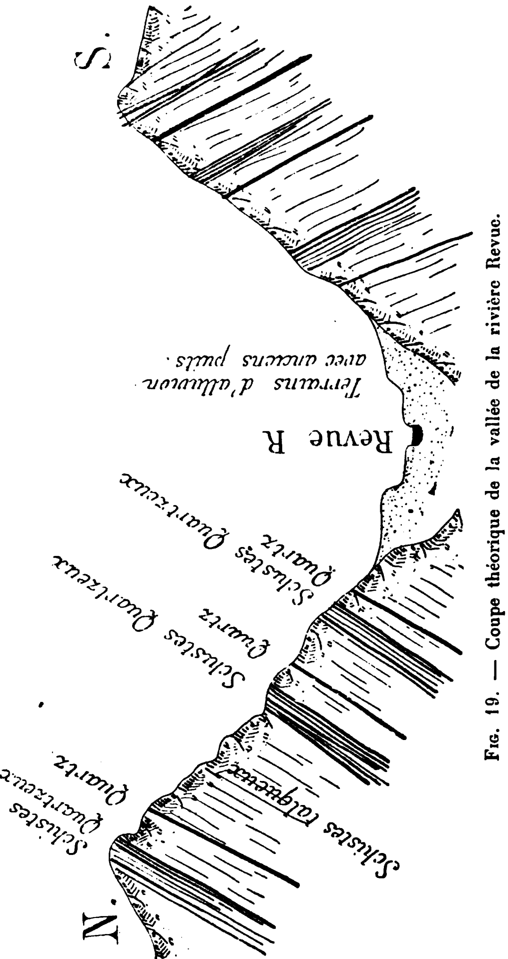



Fig. 19. — Coupe théorique de la vallée de la rivière Revue.
Figure communiquée par la Compagnie de Mozambique.

talqueux. Ces filons sont à peu près dirigés Est-Ouest. La présence des diorites est d'ordinaire une bonne indication pour leur recherche. Les filons courent parallèlement aux quartzites à quelques mètres de distance; il ne sont pas tous aurifères. Un banc de quartzite ou de schiste quartzeux témoigne presque toujours de la présence d'un ou de plusieurs filons de quartz. La figure 19 (p. 150) indique comment sont disposés les filons de quartz relativement aux quartzites qui les accompagnent presque toujours.

Les filons de Manica sont au nombre de trois : le filon *Rezende*, situé dans la vallée du Mutari, sensiblement vertical et épais d'environ 3 mètres, des prises d'essai ont donné de 2 à 14 onces d'or à la tonne. Le filon Penhalonga, sur la rive gauche du Mutari, de $0^{m},80$ d'épaisseur, avec une teneur minima de 1 once 5; et le filon *Bartissol*, dans la vallée du Mutari, d'une épaisseur moyenne de $0^{m},50$ et d'une teneur moyenne de 4 onces d'or à la tonne. Tous ces gisements commencent à être exploités.

## VI.

## Alluvions aurifères.

Les alluvions aurifères se présentent toujours dans des conditions analogues. Nous commencerons par la description des alluvions de Californie, et nous donnerons la théorie de leur formation, théorie qui s'applique à celles de tous les autres pays.

### Alluvions aurifères de Californie.

Nous avons déjà parlé à propos des gîtes filoniens de la découverte de l'or, en Californie, en 1848, dans les sables déposés dans les rivières.

Les alluvions aurifères ont été pendant longtemps la grande richesse du pays ; aujourd'hui encore, grâce à des méthodes très perfectionnées, elles fournissent une quantité d'or considérable.

Les alluvions se distinguent au point de vue de l'âge et de l'allure du gisement en trois grandes classes, chacune correspondant, ainsi que nous le verrons plus loin, à un mode de traitement spécial.

1° Sur les plateaux on a affaire à des dépôts *pliocènes* ou *pléistocènes*, correspondant à une époque dans laquelle l'orographie de la région était différente de l'orographie actuelle. Ces dépôts suivent certaines dépressions qui correspondent à des cours d'eau de l'époque pliocène et sont quelquefois recouverts soit par des formations sédimentaires, soit par des coulées de laves ou de basaltes. On les désigne sous le nom de *gravel mines*, que traduit improprement notre mot graviers, et on les exploite généralement par travaux souterrains, quelquefois aussi par la méthode hydraulique (*hydraulic mining*);

2° Postérieurement, il s'est fait des vallées dans lesquelles des cours d'eau de dimensions beaucoup plus considérables que ceux que nous voyons ont déposé les *alluvions anciennes des vallées*, qui sont généralement à découvert et sur le flanc des vallées actuelles où elles forment des terrasses (*deep-leads*) exploitées par la méthode hydraulique, et qui parfois aussi occupent le chenal de ces vallées où elles sont alors recouvertes par les alluvions modernes et que l'on exploite alors comme elles ;

3° Enfin, les *alluvions modernes*, essentiellement comprises dans les vallées actuelles, ne dépassent jamais le lit majeur du cours d'eau, c'est-à-dire celui qui est occupé au moment des plus hautes crues. Elles sont toujours à découvert. Leur disposition topogra-

phique permet difficilement de les attaquer par grandes masses, sauf quelquefois dans les parties hautes des vallées. Lorsque les pentes sont faibles (*shallow placers*), on les exploite par simple lavage (*sluicing*).

Décrivons successivement ces trois classes d'alluvions:

1° LES ALLUVIONS ANCIENNES DES PLATEAUX ont commencé à être exploitées en 1855, et aujourd'hui des milliers de puits et de tunnels ont permis de reconnaître et de tracer sur des cartes les bords (rims) de ces anciennes rivières souterraines, situées particulièrement dans les comtés de Sierra, de Névada, de Placer et de Plumas, notamment les chenaux du Blue-Lead et du Forest-Hill. Les rivières pliocènes qui ont laissé ces alluvions ont déposé l'or suivant certaines lois qui se retrouvent également dans les alluvions plus récentes et dont la connaissance peut guider dans la recherche des points riches.

Généralement, les matériaux des larges alluvions aurifères ont été transportés à une distance beaucoup plus faible qu'on ne le croirait et sont, par suite, en relation avec la nature des roches situées presque immédiatement à l'amont. Les grains d'or, un peu gros, sont à peu près demeurés sur place. Il s'en suit que la connaissance des roches du fond, notamment des filons, veines ou veinules de quartz aurifère, des massifs de diorites, diabases, serpentines, trachytes, etc. sera d'une grande utilité.

D'un autre côté, les pépites et les paillettes les plus grosses, par suite d'une préparation mécanique, sont allées s'accumuler au fond (sur le *Bedrock*), en particulier dans toutes les anfractuosités de ce fond. Les parcelles d'or, plus fines, entraînées plus loin par le courant, se sont déposées aux points où quelque barrage, quelque coude de la rivière a occasionné le séjour prolongé des eaux et leurs remous.

Il en résulte, d'une part, que c'est la couche inférieure des alluvions qu'il convient d'exploiter, soit par la méthode souterraine si les couches stériles superposées sont trop épaisses, soit par la méthode hydraulique, lorsque les conditions le permettent, et d'autre part que les coudes et branchements sont spécialement à étudier.

Dans certaines rivières anciennes il existe, au-dessus de la couche aurifère inférieure, d'autres couches exploitables (*pay gravel*) dues sans doute, à des périodes de remplissage successives. C'est ainsi que M. Cumenge cite le dépôt de Bath dans le comté de Placer, où l'on a trouvé trois strates payantes dans le même chenal, l'inférieure de 2 mètres de puissance sur le Bedrock, la seconde 5 mètres plus haut, et la troisième 50 mètres au-dessus.

L'épaisseur des alluvions des plateaux est de 150 à 200 mètres. La nappe de basalte qui les protège est généralement épaisse de 50 mètres.

A la base, elles présentent un sable bleu avec des blocs anguleux ; ensuite vient un gravier sableux et de l'argile. Les parties inférieures sont plus riches que les parties supérieures.

La figure 20 ci-contre présente une coupe de la mine de Cherokee-Plat, elle montre la succession des différentes couches.

La figure 21 montre une coupe aux environs de Spanish Peak. La roche dominante est la syénite S, constituant une espèce de terrasse sur laquelle se sont accumulés les produits sédimentaires. A la base de la formation on trouve une couche argileuse A, surmontée par les graviers aurifères $a_1$ $a_2$ $a_3$, eux-mêmes dominés par les sables gréseux G. Le tout est recouvert par une nappe tufacée T d'origine volcanique. La strate productive forme trois lits distincts indiquant

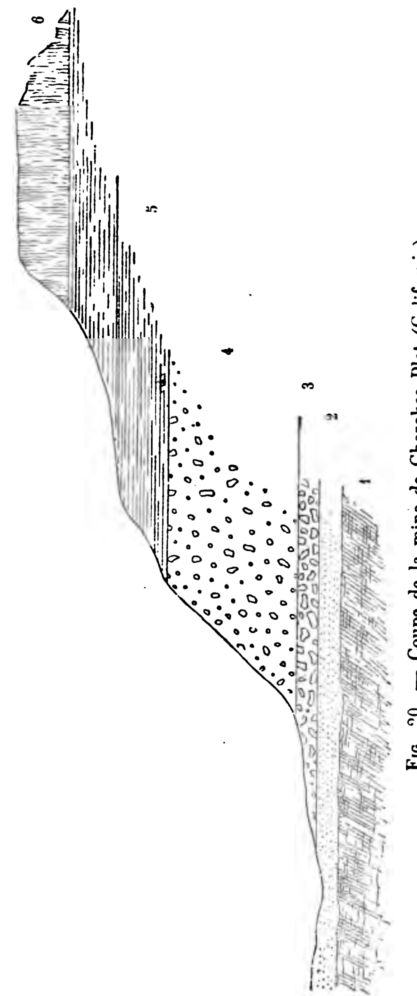



Fig. 20. — Coupe de la mine de Cherokee-Plat (Californie).

1. roche fondamentale. — 2, sable bleu. — 3, cailloux roulés. — 4, sable. — 5, argile. — 6, basalte.

par leur texture trois périodes différentes durant le dépôt des alluvions.

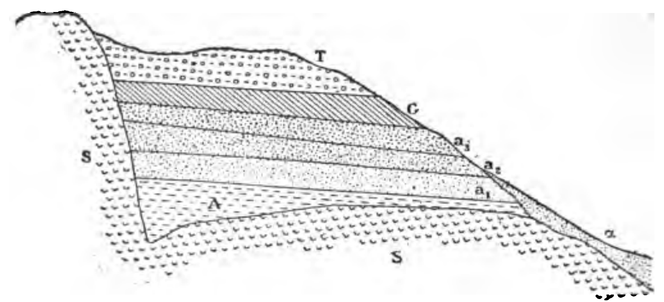



Fig. 21. — Coupe aux environs de Spanish Peak (d'après M. Moreau) [1].

A *Table Mountain*, le bedrock est formé par des schistes ardoisiers R au-dessous de schistes et de grès S ; l'ensemble est couronné par des laves basaltiques L. Ses dépôts aurifères existent en *aa* (fig. 22).

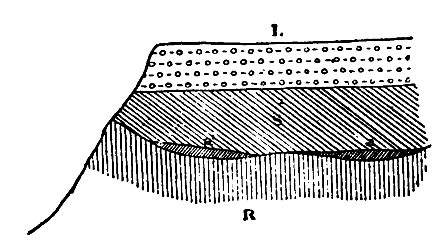



Fig. 22. — Coupe à Table Mountain (d'après M. Moreau).

Dans la formation typique de Yuba Valley les graviers aurifères A sont interposés entre le bedrock R et le manteau lavique L (fig. 23).

1. Les figures 21 à 23 sont empruntées au livre de M. Moreau, *Gîtes métallifères*. Paris, librairie Baudry et Cie.

Dans la mine de Nebraska, appartenant à ce dépôt, on estimait le mètre à 10,000 francs.

La pente des vallées pliocènes, relevée aujourd'hui, aurait été souvent bien forte (jusqu'à 3 pour 100) pour permettre le dépôt d'aussi vastes alluvions, charriées à aussi peu de distance. On a supposé que, pendant la période pliocène, caractérisée par le creusement des vallées dans la Sierra et l'apport des déblais dans la mer qui baignait son pied, et plus tard après les éruptions volcaniques de l'époque quaternaire, il avait dû se produire un soulèvement lent et progressif de la Sierra, qui aurait eu pour conséquence les modifications dans le régime des cours d'eau à l'époque pliocène et à l'époque quaternaire.

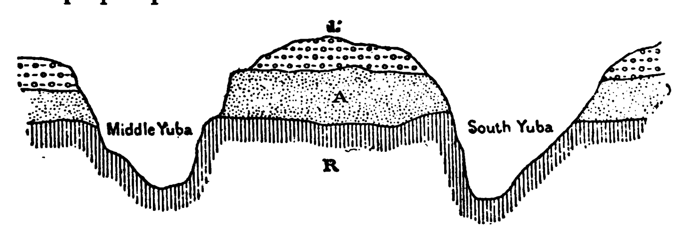



Fig. 23. — Formation de Yuba Valley (d'après M. Moreau).

2° Les ALLUVIONS ANCIENNES DES VALLÉES (*Deep leads*) produisent une grande analogie avec les précédentes. Mais elles sont plutôt situées sur les flancs des vallées actuelles, où une érosion puissante les a découpées en terrasses.

Elles sont presque toujours exploitables par la méthode hydraulique que nous décrirons en détail et dont le principe consiste à abattre les *gravels* au moyen de forts jets d'eau, et à diriger le torrent de boue, qui sort des tranchées, dans un tunnel, creusé au point le plus bas du Bedrock et garni de sluices. Cette méthode, disons-le de suite, par suite de l'obs-

truction des rivières due à l'évacuation des débris entraînés au-delà du tunnel, a été interdite en Californie en 1887.

On a calculé qu'il restait 1 milliard et demi de mètres cubes susceptibles d'être exploités ainsi, se répartissant sur les bassins du Yuba River, du Bear River, de American River, du Makelumne, du Stanislas, du Tuolumne et quelques autres petits bassins.

3° Les ALLUVIONS MODERNES (*Shallow placers*), sur lesquelles ont porté les premières découvertes des chercheurs d'or, sont aujourd'hui abandonnées.

Situées dans le fond des vallées, elles ne sont pas exploitables par la méthode hydraulique et seraient difficilement attaquables par travaux souterrains. En outre, on n'y rencontre plus la stratification à peu près régulière et partant, la concentration de l'or à des niveaux déterminés, comme dans les alluvions anciennes.

Les bons endroits ont été assez vite épuisés par une série de petites fouilles qui, en 1848 et 1849, produisaient jusqu'à 500 francs d'or par mètre cube ; en 1851, 85 francs ; en 1858, 13 francs seulement. Aujourd'hui ces fouilles occupent encore quelques chinois, annamites, etc., qui y recherchent spécialement les coudes, barrages ou bifurcations des rivières.

**Alluvions aurifères d'Australie.**

En dehors des filons que nous avons déjà décrits, l'Australie possède un certain nombre d'alluvions dont les gisements sont analogues à ceux de Californie, c'est-à-dire, qu'on retrouve les mêmes effets d'une préparation mécanique concentrant l'or dans les couches inférieures du Bedrock, donnant le même alignement des alluvions pliocènes riches suivant des chenaux de rivières anciennes (deepleads), recouvertes aujour-

d'hui par des alluvions récentes ou des roches éruptives. Dans la province de Victoria, notamment, une couche de basalte de 150 mètres d'épaisseur couvre des graviers de dix mètres.

Nous avons vu que les filons d'Australie étaient soumis, depuis l'époque houillère, à des actions de dislocation et d'érosion. Ces actions ont eu pour résultat la concentration, pendant l'époque minière, de dépôts sédimentaires aurifères, ainsi que le prouve l'existence de certaines plantes fossiles caractérisant cette période géologique.

Les ALLUVIONS MODERNES résultant des filons et des alluvions anciennes se présentent ou bien sous la forme de placers stationnaires à une certaine distance des eaux, ou bien sous la forme de placers mobiles dans le lit lui-même.

L'or, dans les placers australiens, est généralement en paillettes très minces, parfois en grosses pépites.

La *Welcome Nugget* (la pépite bienvenue) pesait 68$^{kg}$,26; la *Precious Nugget,* 50$^{kg}$,41. Les placers qui ont été les plus productifs sont ceux de *Ballarat, Castelmaine, Landhurst, Dunolly.* Dans l'Australie du Sud se trouve *Teetulpa* et *Burrundie.* Dans le Queensland, on a découvert, en 1885, les gisements aurifères de *Croydon* qui ont fourni en 1887 plus de 3 millions de francs d'or.

**Alluvions de la Nouvelle-Zélande.**

Les alluvions aurifères fournissent environ les deux tiers de la production zéerlandaise, et cela d'autant plus que, dans ce pays montagneux, on est admirablement placé pour recueillir les eaux et appliquer les méthodes hydrauliques, si bien on y paye les frais d'exploitation avec 0$^{gr}$,13 au mètre cube.

Après avoir rapidement épuisé les alluvions mo-

dernes des vallées à faible pente (shalloir placers), on exploite aujourd'hui les alluvions anciennes.

Ces formations aurifères sont souvent des dépôts glaciaires qui remontent quelquefois jusqu'à l'époque éocène.

Sur la *côte ouest,* les districts exploités sont ceux de Westland, Inangahua, Grey et Buller.

Le *district de Westland* contient les plus grands dépôts aurifères de la côte ouest. Sur 150 kilomètres de long, au sud de la rivière Teremakau, toutes les plages de sable sont aurifères, les alluvions des rivières renferment également de l'or. Dans le centre de Kumara, qui occupe 600 mineurs, on a extrait depuis 16 ans pour 30 millions de francs d'or, les exploitations n'ayant pas encore porté sur les alluvions de la basse, le *True Tottom;* on n'a épuisé qu'un niveau supérieur (*False Tottom*).

Dans le *district d'Inangahua,* on n'exploite que peu d'alluvions à Maruia, Antonio's, etc.

Le *district de Grey,* qui a produit, en 1892, 761 kilogrammes d'or, comprend deux centres importants, l'un parallèle à la rivière Grey, vers Waipuna, l'autre au nord de la Grey à Slaty River, Moonlight, Blackball. Les alluvions aurifères s'y présentent au-dessus des couches de houille qu'on exploite également.

Le *district de Buller* a pour principaux centres Charleston et Addisen's Flat qui ont fourni, en 1892, 490 kilogrammes d'or.

Si nous passons maintenant à la *province d'Otago,* nous remarquons que la production y est en décroissance et n'a été, en 1892-1893, que de 2,484 kilogrammes contre 3,150 pour la côte ouest. Cela tient au manque d'eau dans des régions hautes et aux distances considérables qu'ont à franchir, depuis la côte, les substances nécessitées par l'exploitation; les dis-

tricts exploités sont ceux de Tuapeka et du bassin de la Clutha.

Le *comté de Tuapeka* (672 kilogrammes en 1892) n'a plus qu'une exploitation importante, celle de *Blue Spur*, à 3 kilomètres est de Laurence (66 kilogrammes en 1892), où les travaux portent presque uniquement sur un conglomérat, qui occupe, au-dessus du bedrock formé de schistes quartzeux ordoviciens, polis à la surface, une dépression due, peut-être, à un éboulement suivant une faille. Le conglomérat, formé de noyaux de quartz, de débris anguleux de roches et de schistes broyés, présente une stratification mise en évidence par des lits ferrugineux rougeâtres.

En plan, le gîte a une forme grossièrement ovale; on l'évalue à 7 ou 8 millions de mètres cubes. Sa surface a 1 hectare 80. Le conglomérat qui a été conservé dans cette dépresssion a, plus au nord, été enlevé par l'érosion, plus au sud, été recouvert par des dépôts récents. L'or paraît provenir, comme le conglomérat même, des filons quartzeux du silurien (fig. 24).

Le *bassin de la Clutha* est une des régions les plus célèbres de la Nouvelle-Zélande. La plupart des affluents de la Clutha renferment de l'or. La vallée a été assimilée à un grand sluice naturel, où, depuis des temps très anciens, se serait précipité l'or emprunté aux filons de la chaîne montagneuse. Le métal précieux est exploité dans les alluvions actuelles, et, comme en Californie, dans certaines terrasses d'alluvions anciennes situées à un niveau assez élevé. La teneur n'est pas très forte, mais l'abondance d'eau suffit presque toujours à payer les frais d'exploitation. Dans quelques endroits où la pente n'était pas suffisante pour établir des sluices, on a employé des élévateurs hydrauliques.

L'or de la Nouvelle-Zélande renferme toujours une

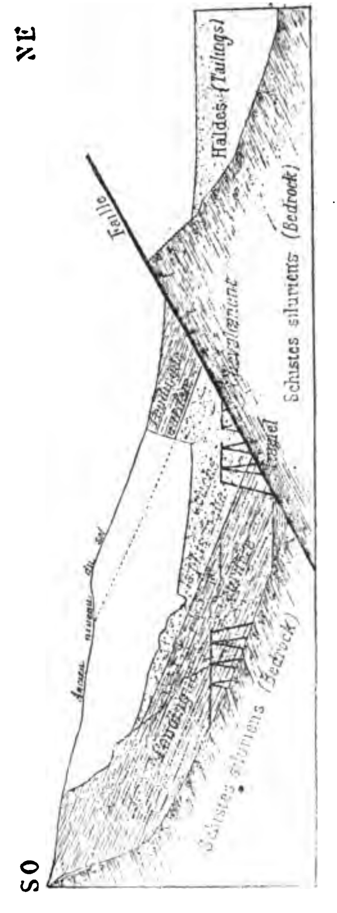



Fig. 24. — Coupe verticale à *Blue Spur* suivant la ligne de plus grande pente de la faille montrant l'inclinaison des strates de poudingues. (*Annales des Mines*, 1894.)

assez forte proportion d'argent, qui varie de 14 à 24,50 pour 100. Le cuivre y entre également dans la proportion de 0,02 à 0,50 pour 100.

## Gisements aurifères de France.

### Alluvions de la Vallée du Rhin.

Il n'existe pas de gisements aurifères actuellement exploités en France, mais on rencontre de l'or dans le Plateau Central, les Alpes, les Pyrénées, les Cévennes.

Les filons de mispickel de *Bonnac* (Plateau Central) sont aurifères. De nombreuses fouilles paraissent avoir donné, aux temps préhistoriques, de l'or en relation avec l'étain.

A la *Gardette* (Isère), on a exploité un filon aurifère de 1700 à 1840.

La destruction des filons de ce genre a donné lieu à une concentration de l'or, qu'on a reconnue surtout manifeste dans les alluvions anciennes de certaines rivières, telles que le Rhin, le Rhône, la Garonne, l'Ardèche, l'Hérault, etc.

L'or du Rhône était encore exploité, sous Louis XIV, à la Voulte, Givors, etc.

Les alluvions les plus importantes sont celles de la vallée du Rhin.

Les **Alluvions de la vallée du Rhin** ont été étudiées par M. Daubrée. D'après lui, l'extraction de l'or du Rhin remonte à une époque très ancienne, car on connaît des chartes de 667 où Ethicon, duc d'Alsace, accorde à un monastère, à titre de donation, le droit de faire le lavage de l'or. En pleine activité pendant le moyen âge, l'industrie de l'orpailleur diminua sur le Rhin, comme dans tout le reste de l'Europe, quand d'immenses importations de l'or du Nouveau Monde eurent déprécié la valeur de ce métal. En 1846,

M. Daubrée estimait encore à 45,000 francs la production de l'or, sur le parcours du Rhin, de Bâle à Mannheim.

L'or a été exploité dans quelques parties du cours supérieur du Rhin, au-dessus de Constance, mais c'est surtout de Bâle jusqu'à Mannheim que le Rhin est régulièrement aurifère. C'est principalement à partir de Rhinau et de Wittenweier, c'est-à-dire à environ 100 kilomètres de Bâle, que les exploitations ont toujours été nombreuses, et elles se sont particulièrement concentrées depuis quelques kilomètres à l'amont de Kehl jusqu'à Daxland, près de Karlsruhe. L'or est particulièrement concentré dans certains bancs « *gold-gründe* », à quelque distance à l'aval d'une rive ou d'une île de gravier corrodée par le courant, et toujours mélangé avec des cailloux, dont la grosseur est généralement en relation avec la dimension des paillettes. Le sable fin privé de cailloux ne renferme jamais trace d'or; les points où le courant est très violent sont également stériles. Un banc de formation nouvelle est relativement riche lorsque l'eau s'en est retirée lentement. L'or est constamment soumis à une préparation mécanique, ce qui explique ces différents degrés d'enrichissement. M. Daubrée a divisé les sables aurifères du Rhin en 4 catégories, indiquées dans le tableau suivant:

| VARIÉTÉS | VALEUR DE L'OR obtenue en 9 heures de lavage | RAPPORT DU POIDS de l'or au poids du gravier |
|---|---|---|
| | fr. c. | |
| Première qualité. . . . . . . . | 11,129 | 0,000000562 |
| Deuxième qualité. . . . . . . | 4,687 | 0,000000243 |
| Troisième qualité. . . . . . . | 2,423 | 0,000000132 |
| Quatrièmequalité. . . . . . . | 0,143 | 0,000000008 |

Le gravier de première et celui de seconde qualité a été rencontré à la tête des bancs littoraux formés à peu de distance à l'aval de rives corrodées.

Il est rare que la richesse dépasse 0,000000562, indiquée en tête du tableau précédent, nulle part elle n'atteint 0,0000007. Le sable exploité habituellement a une richesse moyenne de 13 à 15 centimillionièmes, c'est-à-dire qu'elle est le quart ou le cinquième de la richesse maxima. Le gravier pris au hasard dans le lit du Rhin a donné à M. Daubrée une teneur d'environ 0,000000008 ; ce chiffre lui paraît devoir être admis pour la richesse moyenne des graviers, entre Rhinau et Philippsbourg. L'or est toujours accompagné de fer titané, de quartz, de zircon et de traces de platine.

Quant à l'origine de l'or du Rhin, il y a été amené pour la grande partie, avec tout le gravier dans lequel il est disséminé, à une époque antérieure au régime actuel du fleuve, et même avant que le puissant dépôt de lœss couvrît une partie du bassin du Rhin. Cet or provient donc originairement des mêmes contrées qu'une partie des détritus auxquels il est associé, c'est-à-dire des Alpes, des Vosges, de la Forêt-Noire, du Jura ou du Kaiserstuhl. Or on n'a trouvé l'or que dans les Alpes ; c'est donc des Alpes que cet or a été charrié. Les gisements alpins constituent ou bien des filons comme dans le Salzbourg, ou bien l'or est engagé dans les roches amphiboliques, les serpentines, le granite et d'autres roches éruptives ; enfin il est disséminé dans différents schistes cristallisés ou cristallins. L'or appartenant aux deux premiers gisements est souvent en grains de diverses grosseurs, mais la forme de lamelles très minces qu'affecte toujours l'or du Rhin montre qu'il est solidifié entre les feuillets des terrains schisteux. Il était donc probable, d'après

cette seule considération, que l'or du Rhin dérive des quartzites si abondants dans les Alpes ou des schistes amphiboliques.

C'est ce qu'a vérifié M. Daubrée en analysant certains galets de quartzite du lit du Rhin; il a trouvé que ces roches renfermaient des traces d'or sous forme de paillettes fort petites, très minces, dont l'aspect était absolument le même que celles disséminées dans les sables.

Quoique la teneur du gravier soit comparativement assez faible, la quantité d'or enfouie dans le lit du fleuve est considérable. M. Daubrée a calculé qu'entre Rhinau et Philippsbourg, région où la richesse est la plus régulière, sur 123 kilomètres de long, 4 de large et 5 mètres de profondeur à la teneur moyenne de $0^{gr},0146$ d'or par mètre cube de gravier, la quantité d'or enfouie devait dépasser 160 millions.

**Alluvions aurifères du Nord de l'Italie.**

L'or est connu au Piémont depuis l'antiquité. La plupart des rivières de la région de Pestarena à *Lanzo*, la Sésia, la Baltée, l'Orca, etc., roulent de l'or qui paraît provenir de venues pyriteuses qui ont pu accompagner la formation des roches vertes serpentineuses de la région.

Les alluvions aurifères du Nord de l'Italie sont constituées, d'une part par des falaises plus ou moins élevées, appuyées sur les derniers contreforts des Alpes et, d'autre part, par une vaste plaine qui s'étend au pied des falaises, dans la vallée du Pò, sur la rive gauche de ce fleuve.

L'épaisseur moyenne du gîte n'est pas connue, mais on ne l'a traversé nulle part et l'on a cependant atteint en certains endroits des profondeurs de $7^m50$.

Quant à l'exploitation de l'or, on a lavé les sables de

l'Orco à Cuorgne, Bosconegro, Chivasso, les sables du Pô à Front, à Rivarossa, Lombardose, San Benigno, etc.

Depuis 1889, on a essayé l'exploitation en grand des falaises d'alluvions et des plaines de la rive gauche du Pô. Le procédé tout indiqué était la méthode hydraulique, mais, en pratique, l'application de ce procédé est difficile dans un pays habité et couvert de culture comme le Nord de l'Italie.

En outre, la plaine renferme, à une profondeur variant entre 2 et 5 mètres, en moyenne, une nappe d'eau inépuisable qui n'est autre chose que la nappe d'infiltration provenant du Pô et de ses affluents. La teneur très faible, moins de un franc d'or à la tonne, ajoute encore à la difficulté du problème.

On a essayé l'extraction par dragage et lavage au sluice. On est arrivé par ce procédé à laver 50 mètres cubes de gravier par heure, nécessitant de 250 à 300 mètres cubes d'eau et revenant à moins de 0 fr. 30 par mètre cube.

### Alluvions aurifères du Rio-Sil et du Rio-Duerna (Galice, Espagne.)

Depuis quelques années on a repris l'exploitation des terrains aurifères du Rio-Sil et de la Duerna, en Galice, au Nord du Portugal, déjà fouillés par les Romains, ce qui semble prouvé par la présence de nombreux bassins, aqueducs destinés par eux à une sorte de méthode hydraulique californienne.

La contrée est formée de couches puissantes de schistes siluriens recoupés par des granites sur lesquels se trouvent aujourd'hui les masses de graviers aurifères. De nombreuses veinules de quartz aurifères, dont les débris ont formé les placers, se rencontrent dans ces schistes, qui sont généralement très redres-

sés. L'épaisseur de ces placers dépasse ordinairement 10 à 12 mètres, par endroits elle atteint 280 mètres.

Friables dans la plupart des localités, ces sables passent quelquefois, comme à *Domingo Flores*, à un conglomérat ferrugineux très dur et difficilement attaquable à la lance hydraulique.

L'or est concentré dans la couche inférieure, au contact du bedrok. Il est généralement en pellicules très minces. La richesse est très variable. Un homme lavant à la battée produit le plus souvent pour 12 francs d'or par journée. Dans les conglomérats de la vallée de la Cabrera, la teneur est de 80 grammes à la tonne. Les conglomérats d'*Albano* renferment jusqu'à 150 grammes d'or avec 1,700 grammes d'argent.

### Alluvions aurifères de Grenade.

On a tenté quelques exploitations dans la plaine de Grenade et notamment dans le Nord-Ouest de la Sierra Nevada où des schistes micacés siluriens contiennent souvent de l'or et dont la destruction a donné lieu aux alluvions aurifères de la vallée du Genil. Au *Cerro de sol*, à 370 mètres au-dessus du lit actuel de la rivière, on a repris en 1882 des exploitations anciennes, et on a obtenu $0^{gr},5$ d'or au mètre cube.

L'or se trouve généralement dans les sables grenus et graviers qu'on exploite par la méthode hydraulique.

### Alluvions aurifères de l'Inde.

Ces alluvions ont été étudiées par M. Ball qui a montré que l'or provenait surtout de filons quartzeux traversant les terrains métamorphiques, et aussi de chloritoschistes. Il existe également, à l'état détritique, dans certains terrains sédimentaires anciens, dans des conditions analogues à celles du Transvaal.

Les mines de Chamrajnuggar, sur le territoire de *Mysore*, remontent à une haute antiquité ; elles ont produit, en 1891, 4,030 kilogrammes d'or.

Dans la province de *Madras*, il faut signaler les champs aurifères de Wynaad, dont les alluvions, qui résultent de filons quartzeux traversant des granites et des gneiss, fournissent une certaine quantité d'or.

Dans la province de *Chutia-nagpur*, au Sud-Ouest du Bengale, les mines principales sont *Manbhum*, où les alluvions semblent en rapport avec des schistes magnésiens et des quartzites ; *Singhbhum*, où l'or provient sans doute du quartz. L'exploitation se fait à la battée.

En 1891, les Indes anglaises ont produit 4,000 kilogrammes d'or.

### Alluvions aurifères de Russie et de Sibérie.

L'or a été découvert en Russie, en 1737, dans le gouvernement d'Arkhangel, par un paysan nommé Taras Antonof. En 1745, on trouva les gisements de Bérézowsk, déjà décrits, et, à peu près à la même époque, les riches alluvions de l'Altaï (montagne de de l'or en Tartare) entre les rivières de l'Irtysch et de l'Ob, dans la province de Tomsk. Cette région de l'Altaï prit, assez vite, un développement considérable, non seulement pour l'or, mais aussi pour l'argent, et, de 1745 à 1860, l'Altaï a produit 250 millions d'argent, 50 millions d'or.

Au commencement de ce siècle, on commença à exploiter les sables de la région de Yénisséï, qui, de 1825 à 1850, ont donné un rendement très considérable ; aujourd'hui ce rendement a fortement baissé, il s'est réduit de 3 millions au cinquième ou au dixième de cette quantité. Dans le district d'Olokminsk il y a

un millier de laveries produisant environ 40 kilogrammes d'or par an.

Les laveries d'or de *Kara,* dans le district de Nertchinsk, emploient plus de 2,000 condamnés politiques ou de condamnés de droit commun. La production annuelle de la Sibérie est évaluée à 30 millions par an. De 1726, époque ou commença l'exploitation, à 1876, la Russie d'Europe et d'Asie ont fourni, 1.252.432 kilogrammes d'or valant 4 milliards 420 millions. Cette quantité est d'autant plus considérable qu'à cause de la rigueur du climat l'exploitation ne peut se faire que pendant une courte partie de l'année, et que de plus il y a des gisements non exploités.

Nous allons maintenant passer en revue les gisements des différentes régions.

**Région de l'Oural.** — La région la mieux connue est celle de l'Oural où l'on a tenté de grands efforts, surtout depuis 1887, pour améliorer les rendements.

Sur les deux flancs de l'Oural, mais principalement du côté de l'Asie, sur plus de 160 kilomètres de long on exploite, par endroits, un dépôt d'alluvions aurifères, formé d'argile pure ou sablonneuse mêlée de débris et de blocs roulés, dans laquelle on a trouvé l'Elephas primigenius et le Rhinoceros tichorhinus, fossiles du pléistocène. Les couches aurifères ont jusqu'à 1 mètre d'épaisseur, 20 mètres de large et une longueur qui est de 4,500 mètres à Balbouk et de 6,000 mètres à Stolbouk. Les centres principaux sont, du Sud au Nord, le territoire des Cosaques d'Orenbourg, Miask, Bérézowsk, Nijni Taguil, Bogolovsk.

Nous donnons ci-contre une figure théorique des placers de l'Oural (fig. 25). A indique la position des roches granitiques ou gneissiques ; *a* montre les taleschistes et micaschistes de l'époque laurentienne et cambréienne, et *b* figure les assises siluriennes et



dévoniennes. Les grès et calcaires carbonifères *c* et *d* sont surmontés du carbonifère *e*, lui-même subordonné au permien *f*.

Les roches granitiques et gneissiques contiennent de l'or finement disséminé (R. J. Murchison) et sur le versant sibérien on en a trouvé dans les strates siluriennes et dévoniennes. La région est sillonnée par un réseau de minces fissures avec remplissage de quartz aurifère. Les alluvions dominent l'ensemble de la formation en *xxx*.

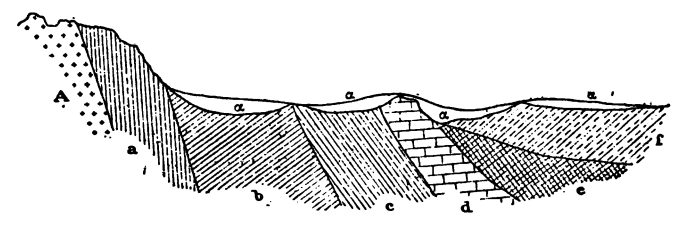



Fig. 25. — Coupe théorique des placers de l'Oural (d'après M. Moreau)[1].

La teneur varie entre $0^{gr},8$ et $2^{gr},6$ par tonne de minerai ; on rencontre assez souvent de grosses pépites. Près de Miask, on en a extrait une qui pesait 43 kilogrammes.

Ces alluvions aurifères (fig. 26) sont exploitées, en grande partie, surtout les plus pauvres, par des orpailleurs volontaires, ou *starateli*, le prix de revient d'un kilogramme d'or est ainsi plus faible en moyenne que dans l'exploitation directe par le propriétaire, il est de 1,552 francs dans le district de Bogoolovsk, de 1,590 dans celui de Nijni Taguil.

On ne traite nulle part, avantageusement, au-dessous de $0^{gr},540$ à la tonne. Le prix de revient est de 3 fr. 40 le gramme à Bogoolovsk, Tchevnoia, Rika, où

1. M. Moreau, *Gites métallifères*. Paris, Baudry et C[ie].

l'on est obligé de transporter les déblais à 2 kilomètres des placers.

Les principaux placers de Bogoolowsk sont celui de Tchernodelchenski qui produit 109 kilogrammes d'or ; celui de Petochenoï, qui en produit 14,720 et celui de Meslovskoï, 126 kilogrammes.

Dans le district de Nijni Taguil, en 1888, on a extrait 165 kilogrammes d'or provenant de 165,000 de minerai. Le prix de revient s'élevait à 1 fr. 91 par gramme.

**Altaï.** — Les mines de l'Altaï (gouvernement de Tomsk) étaient autrefois très prospères[1], et sont aujourd'hui assez délaissées. On en extrait non seulement de l'or, mais aussi de l'argent et du plomb, du cuivre et du zinc. On a affaire là à des filons traversant des roches siluriennes, dévoniennes et carbonifères.

Le gîte le plus important est celui de Zmeoff ou Schangenberg, près de Smeinogovsk, qui, en dehors des filons, renferme également des alluvions aurifères. Des gisements de houille, assez importants, existent dans le voisinage.

**Bassin d'Yenisseisk.** — L'or des alluvions de ce bassin paraît provenir de veines de quartz encaissées dans les schistes micacés qui forment le sol de la partie Nord de la région. Cet or est associé avec du bismuth, du fer magnétique et du fer titané.

La couche aurifère est d'épaisseur variable, elle a $0^m,15$ sur la Noiba, $0^m,60$ sur la Kalamy où le principal placer est à Narkizofsky. L'alluvion aurifère y est argilo-schisteuse, ainsi que sur l'Aktolik.

De 1845 à 1864 on a extrait dans cette région 2,400

[1] Voy. de Tchihatchef, *Voyage scientifique dans l'Altaï oriental.* 1845.

kilogrammes d'or. La teneur est très faible : 3 ou 4 grammes à la tonne.

L'or y est de composition variable : aux mines de *Kalami* il contient 87,3 pour 100 d'or pur ; 8,3 d'argent et 0,4 d'autres corps ; sur l'Ogne : 92 à 92,60 d'or pur et 3 d'argent.

Dans la partie Sud du bassin, les mêmes schistes micacés avec diorite et porphyre renferment la couche aurifère qui contient souvent des sulfures de fer et de cuivre, et est recouverte par un conglomérat ferrugineux.

Sur la Talaia, la couche aurifère, assez pauvre, avait 40 mètres d'épaisseur. Les mines d'Uspensky, sur la rivière Uderey, autrefois fameuses, sont aujourd'hui à peu près épuisées.

Les placers de *Minusinsk*, situés dans les talcschistes, les terrains paléozoïques, dévoniens et carbonifères, le granite, la syénite, diorite, etc., ont donné, de 1845 à 1859, 12,000 kilogrammes d'or.

A *Olekminsk*, on lave annuellement 1 million de tonnes de sables, qui fournissent 11,000 kilogrammes d'or.

Dans le bassin du **Haut-Amour**, les terrains aurifères s'étendent sur la Transbaïkalie, l'Amour, etc. Connus depuis peu de temps, ils se sont très vite développés. La couche d'épaisseur moyenne de 6 mètres s'étend à *Netrschinsk* sur une grande étendue, dont l'ensemble peut présenter 450,000 kilogrammes d'or, mais est, en moyenne, assez pauvre.

### Alluvions aurifères de Tunisie.

Du temps des Romains, on exploitait de l'or au *Djebel Hammâmêt* sur la côte Ouest de la Tunisie.

MM. Fuchs et de Launay disent, dans leur ouvrage, « qu'à *Sidi-Boussaib*, auprès de Carthage, on trouve,

paraît-il, sur les sables de la côte, un enduit noir de fer magnétique et titané contenant un peu d'or. Il est facile de remonter à sa source. Depuis longtemps, les habitants ont remarqué que les parties noires étaient plus abondantes le lendemain des grands orages et se retrouvaient dans les ravins aboutissant à la plage. Or, la falaise est formée de sables à peine agglutinés, sans doute pliocènes, au milieu desquels apparaissent des conglomérats plus foncés avec grains noirs de fer magnétique. Ces conglomérats seraient donc la source de l'or[1]. »

### Alluvions aurifères d'Afrique.

En dehors des gisements du Cap, du Transvaal et du Zambèze, l'Afrique ne renferme que peu d'exploitations aurifères, dont quelques-unes méritent toutefois d'être mentionnées.

M. le professeur Karl Futterer, géologue de Berlin, dit que la présence de l'or dans l'Afrique Occidentale était connue avant la première occupation des Français (1673). La conquête du Sénégal, en 1758, marque la première étape dans l'exploitation de l'or, les premières mines exploitées étaient à Natacou et à Kelimani. En 1784, le Sénégal exporta 265 kilogrammes d'or.

Mungo Park dit qu'on rencontre de l'or en quantité notable dans le pays de *Manding*, en Ischallonkadu. L'or se trouve là en grains de 1 à 5 millimètres d'épaisseur, disséminés dans d'énormes masses de sable ou d'argile.

Les indigènes l'appellent « Sanu munko », ce qui veut dire poudre d'or. Il est probable que cet or provient des montagnes voisines d'où de nombreuses rivières l'ont amené dans la plaine.

1. Fuchs et L. de Launay, *Traité des gîtes minéraux et métallifères*, p. 984.

Le pays de *Bambouk*, entre le cours supérieur du Sénégal et la rivière Falémé, présente une certaine quantité d'alluvions aurifères. D'après Lamartiny, le sol de la région est formé d'argile ferrugineuse et de conglomérats qui surmontent une couche de granite. Les mines les plus importantes se trouvent à Natakou, à Semayla, à Rambia et à Kambahydrie.

Toutes les rivières qui descendent des montagnes de Tambaoura charrient du sable aurifère, et les roches qui forment les montagnes doivent être aurifères.

Les puits n'ont que quelques mètres de profondeur; à 6 mètres l'or se trouve en petits grains dont le nombre va en augmentant jusqu'à vers 13 mètres.

Entre le Sénégal et le Haut-Niger les gisements aurifères se trouvent à *Sego*, à Kumakana, au point de rencontre des rivières Bafing et Bakhoy. L'or se rencontre en poudre dans une assise de sable quartzeux, surmontée de couches d'argile et d'argile ocreuse.

L'exploitation consiste à creuser des trous de 1 mètre de diamètre, et de 2 à 5 mètres de profondeur, le traitement se fait par lavage.

Plus à l'Est, à *Djoliba* (dans le pays de Bourée), l'or a été signalé par Faidherbe comme existant en abondance. Le pays est montagneux et est formé de grès rouge.

L'or se trouve dans une couche d'argile avec quartz, surmontée d'une puissante couche de grès. En 1886, la région de Bure a produit pour un demi-million d'or.

La présence de l'or fournit un des éléments les plus importants pour la richesse du **Soudan français.** Le protectorat français comprend tous les centres qui apportent de l'or au Sénégal, Gambie, à Sierra Leone et Sierra Monroiré.

La production actuelle, comparée au grand nombre de gisements, est très faible.

*Bourée* ainsi que Liéké et Manding appartiennent à la France. Péroz dit que si ces régions appartenaient aux Anglais il y a longtemps que l'or y serait exploité par des compagnies anglaises comme celles de l'Afrique du Sud.

Dans un rapport fait par ordre du sous-secrétaire d'État des colonies, pour l'Exposition coloniale de 1889, il est dit que, pour être rémunératrice, l'exploitation, telle qu'elle est faite par les indigènes, devait donner, par 100 kilogrammes de terre, environ $2^{gr},500$ de métal ; or, les expériences faites récemment par les procédés indigènes ont donné seulement, par 100 kilogrammes de terre, $1^{gr},447$ de métal, soit un peu plus de la moitié de la quantité demandée.

L'or est la seule ressource de la contrée de la Bourée. Les noirs reconnaissent la présence de l'or à différents indices fournis par la structure extérieure du sol, ils percent alors des puits de 6 à 8 mètres de profondeur sur 1 mètre de diamètre, qui leur permettent de gagner les terrains d'alluvions dont est formé le sous-sol.

Par suite de leurs procédés rudimentaires le rendement en métal est très faible ; il est probable qu'il augmenterait si les mines étaient exploitées par les procédés australiens ou californiens.

L'analyse d'un échantillon de terre du *Bourée,* faite à l'Ecole des Mines, a donné 5 grammes d'or à la tonne avec des traces d'argent. Dans ces conditions, tant que les communications avec ce pays n'auront pas été rendues faciles, il serait téméraire de songer à exploiter fructueusement les mines de la région.

Dans la **Guinée du Nord,** il existe des gisements sérieux qui sont exploités par quelques compagnies anglaises. La région la plus importante est l'*Assinie* dont le sol est formé d'argile à grains quartzeux qui, d'après

Maurice Chaper, provient de glaciers anciens, et renferme de l'or parfois en grande quantité.

Les mines les plus importantes de l'Assinie sont à Apollonia, où, il y a deux cents ans, les Hollandais venaient déjà chercher de la poudre d'or.

Le capitaine Binger, explorateur français, signale des alluvions aurifères dans tout le bassin du *Comoe* et du *Volta*.

Le gneiss de la chaîne du *Takquah* est aurifère. Un puits de 35 mètres mène à deux galeries qui donnent 220 grammes d'or par tonne (*Gold Coast mining Compagny* à Takquah). Les alluvions ont jusqu'à 33 mètres d'épaisseur. En moyenne ces mines fournissent pour 4 millions et demi d'or. A côté des alluvions, l'ingénieur des mines Harvey mentionne un filon de quartz très ferrugineux qui est très riche en or à la surface.

A *Aja-Bippo*, une mine est exploitée par la Wassaw Gold Mining Company qui a extrait, de 1885 à 1889, pour 625,000 francs d'or. Là des bancs trachytiques sont bordés par des alluvions aurifères reposant sur des terrains anciens métamorphiques. L'or est compris dans une couche de 1 mètre de galets quartzeux agglomérés par des argiles et sables ferrugineux.

Dans la partie Ouest de la Guinée du Nord il faut encore signaler les filons de quartz de *Joruba* au Nord d'Abbeokuta, c'est-à-dire à l'Est de Togo et du Dahomey.

Au **Congo Français** on rencontre des sables aurifères dans quelques affluents de la rive droite du Congo; mais la proportion d'or est très faible. On manque de données sur la provenance de l'or de cette partie de l'Afrique.

On est mieux renseigné pour la province portugaise de **Angola**, au Sud du Congo français. Les gisements d'or de cette région sont connus depuis 1845

mais sont restés longtemps inexploités. Le pays, à partir de *Golungo alto* jusqu'au *Lombigo,* est formé de schistes argileux, sillonnés par des veines de quartz très minces renfermant un peu d'or.

Le *Lombigo* coule sur des schistes anciens que recouvre une couche aurifère de $0^m,50$ surmontée de 5 mètres de terrain stérile. Les 5 centimètres de la base de la couche sont les plus riches et renferment jusqu'à 50 francs d'or à la tonne. Cet or a pour conposition :

| | |
|---|---|
| Or. . . . . . . . . | 93.860 |
| Argent. . . . . . . | 5.352 |
| Cuivre. . . . . . . | 0.404 |
| | 99.616 |

Le sable de la rivière *Cunene* renferme également de l'or. Ces alluvions aurifères, exploitées depuis 1884 par une compagnie portugaise, donnent d'assez bons résultats.

**Alluvions aurifères de la Guyane française.**

Depuis la découverte de l'or, en 1853, dans la bassin de l'Approuague, par un Indien émigré du Brésil nommé Paoli, la Guyane française a vu s'accroître sa production annuelle d'or par les alluvions jusqu'en 1875, époque à laquelle le chiffre officiel était d'environ 1,800 kilogrammes. Cette production, dont la totalité à peu près se rapportait aux cinq bassins du Maroni, de la Mava, du Sinnamary, de l'Oraput et de l'Approuague, n'a été dépassée qu'en 1879, mais est restée en moyenne sensiblement plus faible de 1876 à 1885, et tend à décroître de plus en plus.

Les gisements aurifères de la Guyane française se composent de filons qui sont les gisements primitifs

de l'or, et d'alluvions, gisements secondaires, provenant de la désagrégation des têtes de filons.

Disons d'abord quelques mots des filons.

Le sol de la Guyane est composé de roches anciennes généralement basiques, des diorites, des amphibolites, des porphyres, etc. Toutes ces roches sont presque partout décomposées à la surface sur une hauteur variant depuis quelques mètres jusqu'à quarante mètres et remplacées par une terre argileuse plus ou moins rouge, qui, amorphe à la surface, a conservé dans ses parties profondes la structure des roches d'où elle dérive. C'est le *cascajo* du Vénézuéla.

Ce terrain est traversé par de nombreux filons quartzeux qui peuvent se diviser en deux grandes classes suivant qu'ils se sont formés avant ou après la décomposition de la partie supérieure des roches dont nous avons parlé plus haut, avant ou après la formation du « cascajo ». Les filons antérieurs au cascajo ont souvent résisté au milieu de la destruction de la roche encaissante et se présentent, par suite, soit à l'état de dykes saillants, soit à l'état d'éboulements quartzeux.

Une partie de ces éboulements est restée à la surface du sol actuel sous forme de pierres et constitue les témoins des affleurements disparus.

Une autre partie ces éboulements, plus désagrégés, a été entraînée par les eaux et a constitué dans les vallées voisines des couches d'alluvions aurifères.

Des veines, postérieures au cascajo, s'y perdent en veinules et sont parfois aurifères.

Les alluvions proviennent, ainsi que nous l'avons déjà dit, de la désagrégation des têtes de filons. Si, depuis l'époque de leur formation, il ne s'est pas produit de modifications dans le relief du sol, les alluvions se trouvent dans les endroits même où elles ont été formées, c'est-à-dire dans les lits des criques actuelles,

et l'on observe parfois plusieurs couches de sables alluvionnaires superposées, séparées les unes des autres par des bancs argileux. Si, au contraire, postérieurement à la formation des couches alluvionnaires, des soulèvements ont modifié le relief de la contrée, on peut trouver des couches de sable dans les flancs des côteaux actuels ; ce sont les alluvions anciennes.

Enfin, nous avons vu que les filons postérieurs au « cascajo » ont donné naissance à des éventails de veinules dans le cascajo, veinules qui ont parfois suffisamment enrichi l'argile pour la rendre exploitable. On donne à ces gisements le nom de *terres de montagne*.

L'épaisseur des alluvions aurifères modernes est de $0^{m},20$ à $0^{m},50$. On y trouve souvent de gros blocs, plus ou moins agrégés ensemble ; et que M. de la Bouglise suppose être les témoins de l'existence d'un courant partant du S.-O. des monts Tumuc-Humac. La recherche des dépôts aurifères, où l'or, comme d'habitude, est concentré, dans la couche inférieure, au contact du bedrock, est assez difficile, au milieu des bois, dans un pays fiévreux, sous un climat brûlant.

La composition de l'or varie suivant les gisements ; la rivière de Mana fournit le plus haut titre : 978 pour 1000, tandis que le plus bas 890 pour 1000 provient de certaines criques de la Comté et du Sinnamary.

Le travail commence par une prospection, au moyen de trous carrés de $1^{m},50$ de côté, d'où l'on extrait des battées de 10 kilogrammes. Le lavage se fait au sluice.

Parmi les placers on peut citer ceux de *Dieu-Merci*, *Pas-Trop-Tôt*, *Saint-Elie*.

Le placer *Dieu-Merci*, dans le bassin du Sinnamary, exploite les « terres de montagne », et rappelle l'exploitation de la « terre rouge » au Vénézuéla.

Le placer *Pas-Trop-Tôt*, mis en exploitation en 1877, a produit de cette date à 1882 environ 1,000 kilogrammes d'or.

Ce placer est à 200 kilomètres de la mer, entre la Mana et le Maroni. On y trouve, au-dessous des alluvions modernes, des sables stériles ; puis $0^{m},50$ à 1 mètre de graviers aurifères reposant sur une couche de glaise non fouillée.

Le placer *Saint-Elie* étudié par M. Babinsky, est situé sur la rive gauche du Sinnamary, à 44 kilomètres de la rivière à laquelle il est relié par un chemin muletier. Au début, on ne lavait que des sables à 100 francs la tonne; on est descendu peu à peu à 20 francs.

La production a été :

| | kil. |
|---|---|
| 1878-1879. . . . . . . | 359,60 |
| 1879-1880. . . . . . . | 519,90 |
| 1880-1881. . . . . . . | 453,90 |
| 1881-1882. . . . . . . | 503,00 |
| 1882-1883. . . . . . . | 498,00 |
| 1883-1884. . . . . . . | 594,00 |
| 1884-1885. . . . . . . | 361,00 |
| 1885-1886. . . . . . . | 465,40 |
| 1886-1887. . . . . . . | 518,30 |

Le prix de revient a varié de 1,360 francs en 1878-1879 à 1,620 francs en 1886-1887.

La société de Saint-Elie possède également la concession d'*Adieu-Wat*, sur le bord du Courcibo, où elle exploite quelques filons aurifères, formés de quartz saccharoïde et carié, blanc, violet ou rouge, chargés en profondeur de pyrite aurifère. Le filon principal a été reconnu sur plusieurs centaines de mètres en direction, et atteint en profondeur à une vingtaine de mètres au-dessous du niveau des eaux. Il plonge de 850 au Nord. Sa puissance moyenne est de 1 mètre environ. L'or

est le plus souvent très fin, intimement mélangé à la pâte du quartz.

La richesse paraît concentrée dans le filon par zones plus ou moins horizontales renfermant des colonnes riches inclinées et alternant avec des zones pauvres.

Aux environs de Cayenne, à la carrière de *Montalbo*, on a découvert, en 1881, un filon de quartz aurifère renfermant jusqu'à 55 grammes d'or par tonne.

On retrouve des formations aurifères semblables dans la GUYANE HOLLANDAISE et la GUYANE ANGLAISE.

En 1890, la Guyane hollandaise a produit 987 kilogrammes d'or. (Fuchs et de Launay, p. 989).

---

# TROISIÈME PARTIE

## EXTRACTION DE L'OR

### I.

### Emploi de diverses méthodes.

L'or se retire de ses minerais aussi bien par un simple lavage que par des procédés métallurgiques.

Dans ce dernier cas on l'allie au plomb, au mercure, à l'argent ou au cuivre, ou bien on le fait passer à l'état de dissolution liquide. L'extraction peut se faire par voie sèche, par voie humide et par électrolyse. On peut donc distinguer :

1° Extraction de l'or par simple lavage;

2° Extraction de l'or par voie sèche ;

3° Extraction de l'or par voie humide ;

4° Extraction de l'or par voie électro-métallurgique.

L'extraction par simple lavage se fait par la préparation mécanique des sables, galets et minerais aurifères.

L'extraction par voie sèche se fait en faisant entrer l'or dans un alliage de plomb, éventuellement de plomb, d'argent et d'or et en séparant ensuite le précieux métal.

L'extraction par voies sèche et humide réunies se fait :

*a*) en faisant entrer l'or dans un amalgame d'or et de mercure ;

*b*) en le faisant passer à l'état de dissolution ;

*c*) en le faisant entrer dans des alliages d'argent et de cuivre, ces deux métaux étant dissous ultérieurement.

Dans la méthode électro-métallurgique on allie l'or à l'argent et au cuivre, et l'on sépare ensuite ces deux derniers métaux par électrolyse.

La séparation de l'or et de l'argent est connue sous le nom de « départ », nous en parlerons plus loin. On choisit telle ou telle méthode de traitement suivant la nature du minerai.

### Méthode par préparation mécanique.

La méthode par *préparation mécanique* ne convient qu'aux minerais renfermant de l'or à l'état natif. Par suite des grandes pertes auxquelles elle donne lieu, elle n'est plus employée que dans les pays incultes. Mais souvent on a recours à une méthode mixte de préparation mécanique et d'amalgation. Elle convient aux alluvions aurifères.

### Méthode par voie sèche.

La méthode par *voie sèche* est l'application pratique de la coupellation dont nous parlerons dans la partie chimique. L'opération consiste à mélanger le minerai d'or à du plomb ou de la litharge, à ajouter un fondant, et à fondre le mélange au four à cuve. Le plomb d'œuvre est coupellé, le bouton obtenu est un alliage d'or et d'argent, ce dernier métal est séparé ensuite par le « départ ».

Cette méthode est employée à Nagybanya et Zalathna en Hongrie.

A Zalathna, des pyrites aurifères donnent un plomb d'œuvre dont la composition est :

| | |
|---|---|
| Pb. . . . . . . . . . | 99,346 |
| Sb. . . . . . . . . . | 0,018 |
| Cu. . . . . . . . . . | traces |
| Ag. . . . . . . . . . | 0,326 |
| Au. . . . . . . . . . | 0,310 |
| Fe. . . . . . . . . . | traces |

Ce plomb d'œuvre y est traité dans des fours de coupellation chauffés au bois. Le premier chargement est de $2^t,4$ à $2^t,6$, on en ajoute peu à peu jusqu'à 8 à 9 tonnes. La perte en plomb est de 8 pour 100. L'argent affiné renferme 97,5 pour 100 d'argent aurifère, ce dernier contenant lui-même 50,4 pour 100 d'or pur.

### Extraction de l'or par voies sèche et humide réunies.

Cette méthode consiste à former un amalgame d'or ou bien à faire passer l'or à l'état de dissolutions. Dans le premier cas elle s'appelle *amalgamation*. Le mercure non seulement s'allie à l'or, mais encore produit une préparation mécanique, les particules d'or, grâce à leur forte densité, tombent au fond du mercure, alors que la gangue pulvérisée nage à la surface.

L'amalgamation convient aux minerais qui renferment l'or à l'état natif ou à l'état libre. Lorsque l'or est renfermé dans de la pyrite, il faut un grillage préalable du minerai.

Le chlorure d'or renfermé dans des minerais traités par grillage chlorurant est décomposé par le mercure, avec formation de chlorure de mercure.

Dans ce traitement, les minerais gênants sont ceux de plomb, de bismuth, de zinc et d'antimoine qui rendent le mercure visqueux, ainsi que les silicates

hydratés de magnésie et d'alumine qui pulvérisent le mercure.

Lorsqu'on soumet des minerais siliceux aurifères au grillage oxydant, il se forme une couche mince d'oxyde de fer qui entoure l'or et le rend réfractaire à l'amalgamation (*Rusty gold*). Un grillage chlorurant enlève cette couche d'oxyde de fer en le transformant en chlorure de fer volatil.

On distingue les minerais qui, avant de subir l'amalgamation, n'exigent pas de pulvérisation préalable, c'est le cas des *alluvions aurifères,* et les minerais qui doivent être réduits en poudre pour être amalgamés. Dans ce cas, qui est celui des *quartz aurifères,* etc., la pulvérisation peut se faire en même temps que l'amalgamation ou avant celle-ci.

Nous allons donner l'application de cette méthode au traitement des alluvions aurifères en faisant toutefois précéder cette étude de quelques explications relatives à leur traitement par simple préparation mécanique, étude qui, malgré le peu d'importance actuelle de ce dernier procédé, nous permettra de suivre les différentes phases qu'a traversées le traitement de ces alluvions.

Nous passerons ensuite au traitement des quartz aurifères dont l'amalgamation doit être accompagnée d'une pulvérisation.

## II.

## Amalgamation sans broyage.

### Traitement des alluvions aurifères.

Nous avons vu, dans la deuxième partie de cet ouvrage, que les alluvions pouvaient être, au point de

vue géologique, divisées en trois classes distinctes : les alluvions modernes, les alluvions anciennes des vallées, et les alluvions anciennes des plateaux.

Au point de vue de leur traitement, on distingue :

1° Les alluvions superficielles des vallées à faible pente (*Shallow-placers*), exploitables par lavage (*Sluicing*) ;

2° Les alluvions des vallées hautes à forte pente et des plateaux (*Deep leads*), exploitables par la méthode hydraulique (*Hydraulic-mining*) ;

3° Les alluvions recouvertes (*Gravel-mines*), exploitables par travaux souterrains (*Drift-mining*).

Nous allons passer en revue les méthodes de traitement de ces différents groupes d'alluvions :

### 1° Alluvions superficielles des vallées à faible pente (*Shallow-placers*).

#### A. Travail individuel.

Les procédés employés primitivement pour retirer les paillettes d'or charriées par les cours d'eau ou emprisonnées dans les alluvions sont fort nombreux ; et les orpailleurs de l'antiquité comme les peuplades encore sauvages et les prospecteurs actuels de la Californie et de l'Australie ont vite trouvé le moyen de séparer les fragments d'or du gravier qui les renferme, autrement que par un pénible triage du métal précieux que son poids et sa couleur signalent avec tant de netteté. Utilisant la densité si considérable de l'or, ils ont inventé toutes sortes d'instruments pour le séparer par lavage (fig. 26).

Ces instruments, au point de vue de la forme, sont ou coniques, ou en forme de gouttière, ou à fond plat ; et s'appellent : *batée, augette, pan.*

Chaque contrée aurifère possède son type.

**Batée.** — La batée est employée à la Guyane et

dans les placers de l'Afrique, et paraît être l'instrument de prédilection de la race nègre. Elle est à section circulaire de 50 à 60 centimètres de diamètre et l'angle au sommet du cône est de 150 à 160 degrés; elle est fabriquée d'une manière très simple par le creusement d'un bloc de bois.

Cette forme est la mieux appropriée aux mouvements giratoires de l'eau, aussi a-t-elle été conservée par les Européens pour les « prospections » ; dans ce cas,



Fig. 26. — Un orpailleur.

pour la commodité du transport, elle est en fer battu.

**Augette.** — Employée surtout dans l'Extrême-Orient par la race jaune, l'augette, qui est en bois, a la forme d'un toit renversé très aplati. Les deux faces principales, formant gouttière sous un angle de 150°, ont une longueur de 35 à 40 centimètres et un écartement maximum de 25 à 30 centimètres. Le mouvement giratoire de l'eau de la batée est ici remplacé par un mouvement alternatif qui donne une classification aussi

complète peut-être, mais sûrement plus lente. Son usage, en revanche, exige moins d'habileté manuelle.

**Pan.** — Le pan employé par les prospecteurs américains est une bassine circulaire évasée en fer battu à fond plat, de 30 à 40 centimètres de diamètre à sa partie supérieure, et de 8 à 10 centimètres de hauteur. Pour s'en servir, on le remplit aux deux tiers de



Fig. 27. — Le pan [1].

sable aurifère, et on le plonge soit dans une cuve, soit dans un trou rempli d'eau, soit dans la partie tranquille d'un cours d'eau (fig. 27).

Le contenu est débourbé à la main, puis on prend le pan à deux mains, on l'incline légèrement à l'extérieur et on l'agite de façon à donner un mouvement giratoire au contenu. On expulse ainsi d'abord les matières fines. Au bout d'un certain temps les pierres

1. D'après Egleston.

sont enlevées et les rognons d'argile écrasés à la main.

On abaisse alors le côté extérieur du pan et, par une série de mouvements assez difficiles à expliquer et par des immersions graduées et successives, on parvient à faire enlever par l'eau, qui s'introduit dans le pan pour s'en échapper ensuite, toutes les matières légères de la masse. Il faut une grande habitude pour bien exécuter les secousses qui classent les matières par ordre de densité dans le pan, et pour bien juger de la quantité d'eau à introduire à chaque immersion pour l'entraînement du stérile, et pour n'avoir plus à la fin qu'un mélange d'or, de sable noir et de pyrites. On laisse sécher la masse et on se débarrasse du sable noir et des pyrites en soufflant dessus. On emploie rarement l'amalgamation, sauf quelquefois dans le cas de recherches et d'essais, afin de suppléer à l'habileté professionnelle. L'amalgamation se fait alors dans le pan même ; on ajoute environ 10 grammes de mercure, on triture avec un morceau de bois de manière à diviser le mercure en parcelles presque invisibles et à le mettre en contact avec l'or disséminé. On rassemble ensuite le mercure, pour cela on étend l'eau et on recommence le lavage comme pour l'or lui-même, en ajoutant à la fin, si besoin est, encore un peu de mercure.

Le chercheur d'or ne s'inquiète pas des pertes que son travail peut produire, il aime mieux employer le temps qu'exigerait plus de précision, à faire quelques batées de plus dans sa journée. Un orpailleur fait environ 20 opérations par jour. La quantité passée reste inférieure à 1/4 de mètre cube.

**Berceau.** — En 1849 succéda au pan, en Californie, le berceau (*Craddle* ou *Rocker*), abandonné aujourd'hui presque partout, où il y a de l'eau en abondance, sauf par les Chinois, dans le travail isolé auquel ils se livrent en Californie.

Il se compose d'une boîte rectangulaire en bois, de 1 mètre de long et de $0^m,50$ de large, reposant sur deux supports pareils à ceux d'un berceau d'enfant (fig. 28), ils permettent de faire basculer l'appareil.

L'un des petits côtés est ouvert, les trois autres ont des parois verticales ayant une hauteur commune de $0^m,50$ sur le petit côté et jusqu'à la moitié des parois longitudinales, ces dernières allant en s'abaissant graduellement vers le côté ouvert.



Fig. 28. — Le berceau.

Au-dessus du berceau on installe une boîte carrée dont le fond est une tôle percée de petits trous ; sous la boîte il y a de plus une toile ou couverture de laine.

Le gravier est jeté sur la boîte servant de crible, les grosses pierres y restent, les sables délayés sont renvoyés par la boîte ou la couverture vers le fond du berceau. Le mouvement de va et vient du berceau délaye les sables mélangés d'eau. L'or est retenu par deux tasseaux ou riffles cloués sur le fond du berceau ;

l'or le plus fin est recueilli par la couverture. Il faut pour la manœuvre du berceau beaucoup d'eau. Un homme seul suffit pour traiter par jour un mètre cube de gravier.

**Long-Tom** (fig. 29). — En Californie, le berceau fut bientôt remplacé par le long-tom, encore utilisé aujourd'hui en Australie et dans la Guyane hollandaise. C'est une auge grossière de 4 mètres de long, termi-

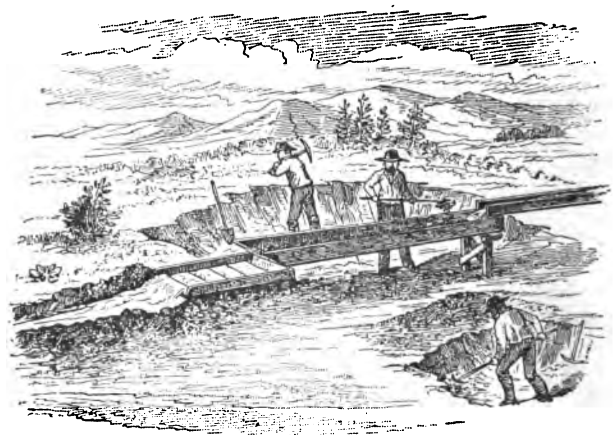


Fig. 29. — Le Long-Tom.

née à la partie inférieure par une plaque de tôle perforée, inclinée à 45°, qui retient les grosses pierres.

On jette sur le long-tom le gravier et de l'eau, on brise les blocs d'argile et de terre, les sables fins traversent la boîte et arrivent dans une boîte inclinée. Le courant d'eau qui arrive dans cette boîte inférieure avec les sables entraîne ces derniers, tandis que l'or est arrêté par des taquets ou riffles. Deux ouvriers opérant sur le même appareil peuvent travailler par jour 7 à 8 mètres cubes de gravier.

Il y a des pertes d'or par voie d'entraînement, on les

évite partiellement en plaçant dans les riffles du mercure qui dissout l'or ; pour avoir ce dernier, il suffit de distiller l'amalgame. Mais afin de faire disparaître entièrement ces pertes, on a songé à augmenter la longueur des boîtes jusqu'à en faire un appareil distinct de lavage qui reçut le nom de sluice-boxes, et qui ouvrit une ère nouvelle à l'exploitation des graviers aurifères. Nous le décrirons plus loin.

**Auge sibérienne.** — Cet appareil, aussi simple dans sa construction que le berceau ou le long-tom, en diffère considérablement par le mode de travail. Il exige, en effet, l'intervention constante de l'ouvrier et

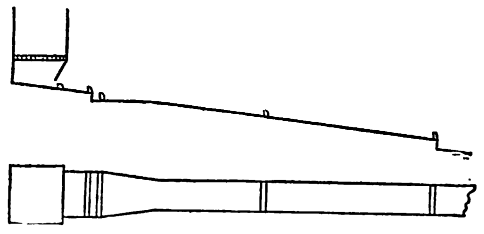


Fig. 30. — Coupes (schématique) verticale et horizontale de l'auge sibérienne.

le succès de son emploi dépend de l'habileté de celui-ci. Aussi n'est-il applicable que dans un pays à population ouvrière stable, où son usage se transmet de père en fils.

Employée dans des vallées de l'Obi, du Yeniseï et de la Léna, l'auge sibérienne consiste en une caisse rectangulaire fermée par un crible et d'où les matières passent par une ouverture latérale sur une table inclinée d'environ 6 mètres de long, divisée en deux parties par un tasseau transversal. (La figure schématique (30, p. 195) donne les dimensions des différentes parties de l'appareil.)

Contrairement à ce qui avait lieu, surtout au début, dans l'usage des appareils californiens on facilite la

récolte de l'or dans l'auge sibérienne à l'aide du mercure, immédiatement mélangé au minerai sur la table de lavage.

L'opération comprend quatre périodes : le débourbage, la réduction du sable en *schlich gris*, la réduction du schlich gris en *schlich noir*, et l'extraction de l'amalgame d'or (ou exceptionnellement de l'or natif) du schlich noir.

Pour faire le *débourbage*, on jette les graviers par pelletées sur le crible supérieur et on les arrose, soit à l'aide d'un ou de plusieurs robinets d'un réservoir d'eau placé au-dessus de l'appareil, soit au moyen d'une lance alimentée par une pompe à bras. L'eau entraîne toutes les matières fines à travers le crible dans le caisson et laisse les cailloux qu'on rejette dès qu'ils sont lavés.

Le débourbage des sables ainsi obtenu s'achève sur la première partie de la table inclinée. L'ouvrier fait descendre dans cet espace les sables arrêtés par les deux premiers tasseaux et les remonte constamment à la rencontre du courant d'eau à l'aide d'une raclette en bois sans dents. Il enlève ensuite le tasseau du milieu de la table et ramène de même, vers le haut de la table, les sables qui avaient passé par dessus ce tasseau et qui s'étaient accumulés contre le tasseau terminal.

L'ouvrier diminue ensuite la venue de l'eau et fait subir à tous les sables réunis la double action de l'eau et de la raclette jusqu'à ce que l'eau qui passe soit parfaitement claire et que le produit du lavage soit principalement composé de pyrites ; c'est la réduction du sable en *schlichs gris*.

La concentration des schlichs gris en *schlichs noirs* n'est que la prolongation de l'opération précédente, l'ouvrier continuant à soumettre le schlich gris à la double action de la raclette et du courant d'eau, et

celui-ci étant gradué de façon à entraîner les dernières parcelles du quartz, toutes les matières demi-lourdes, telles que les grenats, le rutile, la tourmaline et même toutes les pyrites fines. Au bout d'un certain temps il ne reste plus sur la table que l'amalgame (ou exceptionnellement de l'or natif), la magnétite et les gros grains de pyrite, ce sont les *schlichs noirs*.

Pour l'*extraction de l'or des schlichs noirs*, l'ouvrier étale les schlichs uniformément sur la table inclinée, les travaille sous l'action du courant d'eau avec une petite raclette, quelquefois il achève le travail à la main, opération qui exige une grande habileté professionnelle et qui est toujours faite par des ouvriers spéciaux. Lorsqu'il ne reste plus avec l'amalgame ou l'or natif qu'un peu de fer oxydulé, on enlève ce dernier par un aimant, et l'opération est terminée.

Cet appareil traite à la fois 240 kilogrammes de gravier ; il permet le travail isolé ; cependant, ordinairement, l'opération est faite par quatre ouvriers (souvent 1 homme et 3 femmes) qui peuvent passer environ 5 tonnes de minerai par journée.

### B. Traitement industriel.

Les méthodes de traitement industriel des Shallow placers varient avec les conditions géologiques dans lesquelles se présentent ces alluvions, qui sont tantôt baignées par le cours d'eau, d'une façon continue ou intermittente, tantôt définitivement asséchées et placées à des altitudes souvent considérables. Les alluvions basses sont généralement recouvertes de limons qui sont sableux si le cours d'eau est assez rapide (Californie), argileux et tourbeux quand la pente générale de la vallée est très faible (Guyane, Sibérie). Ces limons et ces tourbes constituent des couches sans valeur qui

masquent les couches aurifères et compliquent leur exploitation.

Souvent on est obligé d'assécher les alluvions basses qui sont toujours imprégnées par les eaux d'infiltration. D'un autre côté, la nécessité d'enlever une partie du gravier, qui, quoique aurifère, n'est pas utilisable industriellement (l'or étant presque toujours concentré dans les parties profondes), vient encore ajouter à la difficulté de l'exploitation.

Les travaux préparatoires qu'exige l'utilisation des alluvions sont : prospection, déboisement, enlèvement des alluvions stériles, détournement des cours d'eau, assèchement des chantiers, etc. Ces divers travaux ont un caractère distinct suivant les régions où ils doivent être effectués. C'est après leur exécution qu'il est possible de procéder au lavage proprement dit.

Quelques mots d'abord sur les travaux préparatoires :

**Prospection.** — La prospection d'une alluvion aurifère comprend : 1° un levé topographique et orographique, permettant de terminer les conditions de l'écoulement des eaux, les limites de l'assèchement possible et le mode à adopter pour l'évacuation des déblais ; 2° une étude géologique, précisant les limites de terrains alluvionnels ainsi que celles des dépôts stériles ; 3° le creusement d'une série de tranchées et de puits traversant tout le terrain aurifère et fournissant un échantillonnage de ce terrain.

**Déboisement.** — Dans les alluvions asséchées, le déboisement précède tous les travaux de terrassement. Lorsque le terrain aurifère est au niveau même du cours d'eau (creeks de la Guyane), il ne vient qu'après les opérations qui permettent l'assèchement de ce terrain aurifère.

**Assèchement.** — L'assèchement est obtenu soit au moyen d'appareils d'épuisement, soit par le détourne-

ment du cours d'eau. Quelquefois on procède au dragage direct du lit du fleuve lui-même.

Les appareils d'épuisement des excavations sont très variés avec les régions. En Californie, on emploie la pompe dite californienne, qui n'est elle-même qu'une variété de la pompe chinoise ; consistant en une série de palettes en bois fixées normalement à des petites plaquettes en bois assemblées à charnières dont la moitié inférieure se meut dans une auge inclinée dont l'une des extrémités plonge dans la fosse à assécher, alors que l'extrémité supérieure décharge l'eau hors de la fosse. On emploie également en Californie des siphons qui ont quelquefois jusqu'à 300 mètres de long.

Le détournement des rivières se fait en Californie et dans la Colombie anglaise à l'aide de barrages et de larges canaux de dérivation (*Flume*). On débarrasse ensuite le lit primitif des eaux d'infiltration, fournies par les fuites des barrages et par les petits courants latéraux, au moyen de roues flottantes actionnant des pompes et mues elles-mêmes par le courant des flumes (fig. 31).

La figure (p. 201), se rapportant à une exploitation de la Colombie anglaise, fournit une représentation de ce genre de travail, avec une roue flottante actionnant une pompe californienne. Le sluice, qui sert à travailler le gravier asséché, y est également figuré.

Quant au dragage du lit même des rivières, malgré tous les efforts tentés dans ce but et malgré l'emploi de machines puissantes et ingénieuses, il n'est pas possible d'enregistrer un succès définitif. Rappelons cependant l'exploitation des alluvions de la vallée du Pô, où, paraît-il, les résultats obtenus ces dernières années sont assez satisfaisants.

Une fois les travaux préparatoires achevés, en exploite le gravier par terrassement, quelquefois lorsqu'il

constitue un poudingue résistant à l'aide de coup de mine, et on le transporte aux appareils de lavage.

**Sluices.** — Le sluice, ainsi que nous l'avons dit, dérive du long-tom. Employé autrefois en Californie, il est encore en usage dans certains États de l'Union, dans les Guyanes, dans l'Australie, etc.

Le sluice californien est construit en planches grossières, non rabotées. Il a généralement $0^m,40$ à $0^m,45$ de large, quelquefois seulement $0^m,20$. La profondeur du canal est de $0^m,225$ au moins, et sa longueur, au minimum de 16 mètres, peut atteindre plusieurs centaines de mètres.

Le sluice est formé par sections ou boîtes (*Boxes*), ayant chacune environ $3^m,60$ de long. Les madriers du fond sont plus étroits à l'un de leurs bouts, de telle sorte que chaque section formée par l'assemblage du fond et des côtés peut s'emboîter dans la section suivante. Pour prévenir une trop rapide usure du fond du sluice on insère dans les boîtes une sorte de faux fond formé par d'étroites languettes ou tasseaux de bois (*Riffles*) fixés sur le fond et posés soit longitudinalement, soit transversalement, soit des deux façons à la fois. Les riffles longitudinaux sont placés au nombre de 2 à 4 sur le fond de chaque boîte et maintenus en place par un certain nombre de riffles transversaux; de cette façon on peut facilement les retirer pour le nettoyage (*Clean-up*) (fig. 32, p. 203).

Les sluices sont, ou placés sur le sol dont ils suivent la pente, ou portés sur des tréteaux grossiers, ou quelquefois suspendus à des piquets par des cordes ou des crochets en fer, qu'on enlève facilement pour transporter l'appareil d'un *claim* à un autre. La pente dépend de la nature et de la quantité de gravier à traiter. Plus l'inclinaison est grande, plus vite le gravier est travaillé, mais aussi plus il y a de probabilités

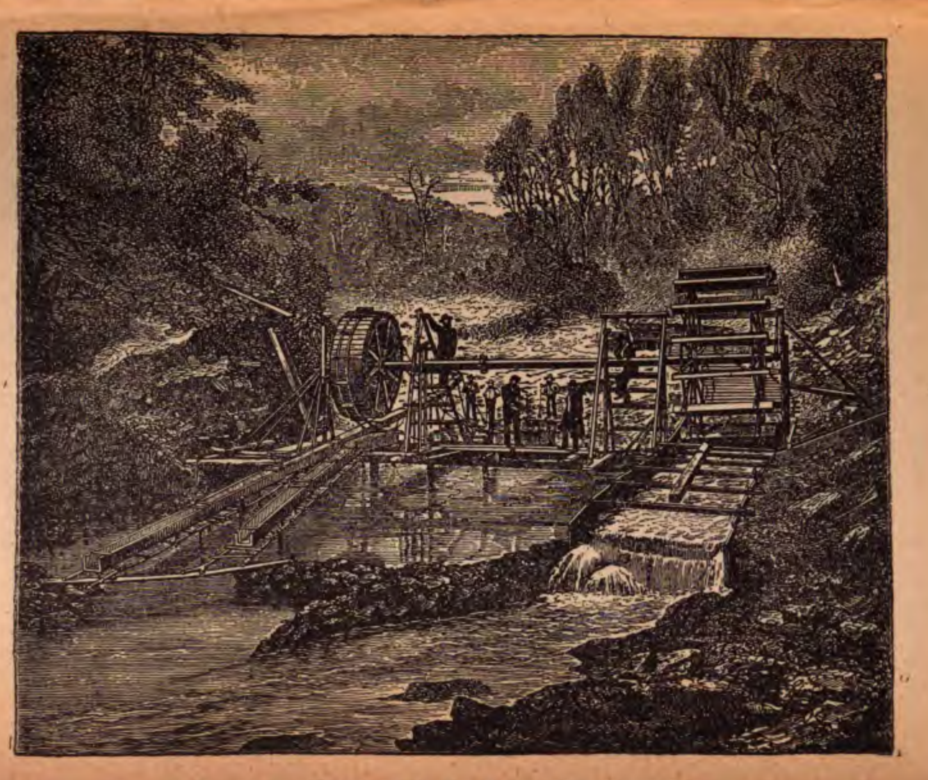


Fig. 31. — Exploitation de l'or dans la Colombie anglaise.

de pertes en or. D'après MM. Cumenge et Fuchs[1], un gravier ordinaire est entièrement désagrégé dans un parcours de 60 à 75 mètres, et à partir de cette distance le sluice n'a plus qu'à retenir l'or; l'inclinaison au delà de ce point doit donc être diminuée, mais elle doit toujours être assez forte pour que l'eau puisse entraîner la masse sableuse du gravier. Lorsque le gravier renferme une grande quantité de gros fragments (*Boulders*), on emploie l'artifice connu sous le nom d'unters-currents, ou courants dérivés dont nous parlerons avec détail dans l'étude de la méthode hydraulique.

Dans le travail au sluice on se propose de débourber la matière et d'amener les parcelles d'or à toucher le fond de l'appareil. Pour cela on charge le gravier à la pelle vers la tête du sluice, endroit qui retient facilement l'or gros.

Mais une très grande quantité d'or en serait perdue si l'on se bornait à laisser agir l'eau seule pour opérer la préparation mécanique.

On verse alors à la tête du sluice du mercure à l'aide d'une passoire, de manière à diviser ce métal en petits courants, ou encore on le projette simplement en gouttelettes, en secouant un sac en toile qui le renferme. Le mercure forme un *plein* pour les sables et les graviers moins denses que lui, et un *vide* pour l'or qui y pénètre et s'y dissout. Il faut veiller à ce que les matières, en s'écoulant dans le sluice, ne fassent pas déborder l'eau, il faut également détruire toute accumulation de matières formant barrage et enlever les grosses pierres (boulders) qui, non seulement obstruent le courant de l'eau, mais encore broient le mercure et l'amalgame et les empêchent de se rassembler.

1. Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique* de Fremy.

Pour procéder à un nettoyage (*Clean-up*), on suspend le chargement à la tête du sluice. Lorsque l'eau coule entièrement claire, on enlève vers la tête cinq ou six rangées (*Sets*) de riffles et on laisse descendre leur contenu par la force du courant dans les riffles subséquents. De cette façon le sable est emporté, tandis que l'or gros et l'amalgame se logent près des riffles transversaux et y sont recueillis. On enlève ensuite les rangées suivantes à leur tour et le travail se continue de la même façon jusqu'à la queue du sluice.

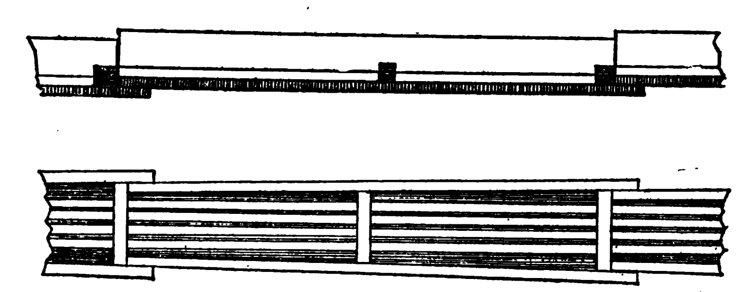


Fig. 32. — Sluice[1].

L'intervalle entre deux nettoyages (*run*) dépend de la richesse et de la nature du gravier. L'amalgame recueilli est filtré à travers une peau de daim, une étoffe de laine ou un sac de toile à voile que l'on presse en les tordant. Le résidu, amalgame sec, est distillé, ainsi que nous le verrons plus loin.

Lorsque le sluice est usé on le brûle, et ses cendres sont traitées pour or; la quantité d'or ainsi extraite peut quelquefois payer la dépense d'un sluice neuf.

Le travail au sluice se fait généralement le jour, et ce n'est que lorsqu'on appréhende une forte crue ou

1. D'après T.-K. Rose, *Gold Metallurgie*.

un manque d'eau qu'on fait le travail de nuit, toujours plus imparfait et plus coûteux.

Quelquefois pour prévenir les nettoyages clandestins pendant la nuit, les sluices sont pavés en gros blocs de pierres, rangés à une certaine distance les uns des autres, mais qui sont parfaitement calés au bout d'une demi-heure par le sable qui s'est déposé autour d'eux. L'inconvénient de ces blocs réside dans la difficulté qu'on a à les placer et les déplacer pour le nettoyage. Il vaut mieux s'en tenir à des mesures de surveillance.

Un sluice de $0^m,40$ à $0^m,45$ de largeur peut passer de $1^{m3},5$ à 2 mètres cubes de gravier par heure. Il exige comme personnel, un surveillant, pour laver la production ; un certain nombre de déblayeurs, variable suivant l'épaisseur de déblais stériles ; 6 à 12 piocheurs-pelleteurs, suivant la valeur des ouvriers ; un homme par deux boîtes pour arrêter et rejeter les gros cailloux, et deux ouvriers à la queue du sluice pour le dégagement des matières.

*Variétés du sluice.* — On construit quelquefois le sluice sans madriers en creusant simplement dans le sol un canal dans lequel on jette le gravier, et dans lequel on dirige un courant d'eau. Ce canal est établi soit dans le gravier aurifère lui-même, soit dans le terrain stérile, et les inégalités de son fond servent à retenir l'or.

Pour le nettoyage, on détourne le courant et on recueille le dépôt qu'on lave au pan. L'or fin est ici entièrement perdu. Ce *Ground-sluice* nécessite plus d'eau que le sluice normal ; mais en revanche il dispense de soulever le gravier qu'on fait simplement tomber dans le canal ce qui fait qu'un ouvrier peut y travailler dans sa journée plus de gravier que dans le sluice normal.

Quelquefois, par mesure d'économie, lorsque deux compagnies travaillent le même terrain, ou lorsque, par suite d'un approvisionnement d'eau intermittent, on a intérêt de profiter de l'abondance de l'eau pour travailler une double quantité de gravier, on emploie des sluices doubles, en construisant un large sluice simple au milieu duquel on met une paroi de séparation.

Quelquefois aussi, on imprègne les barres des riffles avec du mercure qu'on fait pénétrer par pression dans les pores du bois. Ou encore on a recours à l'emploi des plaques en cuivre amalgamées, fort utiles dans le cas de sables fins, lorsque l'or est lui-même très léger, ce qui ne permet pas de le recueillir avec des riffles ordinaires. Nous parlerons en détail des plaques amalgamées, à propos des moulins à or.

Quand les graviers sont cimentés par de l'oxyde de fer ou de l'argile, de façon à être trop durs pour la désagrégation au sluice, ils étaient envoyés autrefois à un moulin à or (stamp-mill); mais comme, par ce procédé, les gros rognons (*Boulders*), stériles, sont broyés pour passer dans les grilles en même temps que les matières fines qui contiennent l'or, on n'applique plus cette solution et on les travaille sur place de la façon suivante. On a remarqué que ces graviers cimentés se désagrègent en grande partie lorsqu'ils sont exposés à l'air et surtout à la gelée. On complète cette première désagrégation en passant le gravier dans une cuve tournante en fonte (pan) dont le fond est troué et muni d'une porte destinée à évacuer les gros fragments, et dans laquelle se meuvent quatre bras munis de socs (plowshare) qui brisent facilement le ciment. Après qu'une certaine quantité de gravier a été élaborée et que les parties fines, passées à travers les trous, ont été enlevées par l'eau admise dans l'appareil et dirigées vers un cours de sluices où on les travaille, on ouvre

la porte et on évacue les gros fragments par les sluices de décharge (*Tail-sluices*) sur un terrain situé à un niveau inférieur.

Lorsque les graviers cimentés, au lieu de former des rognons dans la masse de l'alluvion meuble, constituent cette masse elle-même, on les traite par des méthodes spéciales (*Drift-mining*), que nous décrirons ultérieurement.

Méthode de travail des placers de Sibérie. — Les méthodes employées en Sibérie pour le traitement des alluvions aurifères diffèrent de beaucoup de celles déjà décrites, si bien qu'il vaut la peine de les décrire séparément.

Les longues vallées de la Sibérie, à l'inverse des placers de Californie, ont une pente si faible que les cours d'eau y sont à peine dessinés et que leur thalweg est envahi par d'immenses marais à végétation tourbeuse. Il s'ensuit qu'on est obligé de créer des pentes artificielles en surélevant l'extrémité antérieure des appareils de lavage, de là la nécessité de réduire la longueur de ceux-ci qui ne dépasse jamais quelques dizaines de mètres. Il en résulte également que les appareils de lavage n'étant plus nécessairement placés dans le voisinage du thalweg, on peut choisir, sur le terrain solide, en dehors des marais, un emplacement convenant aux commodités du travail. Par contre, il devient nécessaire d'amener les graviers jusqu'à cet emplacement, ce qui entraîne l'établissement de moyens de transport. Il est vrai que l'absence de pente du terrain facilite la création de voies de communication.

Quant aux appareils de lavage, ils sont au nombre de trois : le sluice sibérien pour les graviers maigres, le trommel pour les graviers gras, et la cuve (pan) pour les graviers empâtés par des argiles compactes.

a) **Sluice sibérien.** — L'appareil de Voltchanka, qui

peut être pris pour type, se compose d'un sluice principal et de trois sluices secondaires placés à angle droit avec le premier qu'ils quittent en des points différents, et qui vont converger à un centre commun où des norias viennent relever les déblais.

Le sluice principal commence à une hauteur de $4^m,20$ du terrain; il a environ 3 mètres de long, $0^m,70$ de large, avec une pente de 1/14. Les graviers déchargés des wagons sur une plate-forme en bois placée au-dessus de la tête du sluice sont entassés sur ce dernier en même temps qu'il est arrosé par un courant d'eau.

Après avoir passé à travers une grille, les graviers roulent sur une série de casiers grillagés, en fer forgé, de forme rectangulaire, fixés sur le fond du sluice et qui ont pour but de multiplier le nombre de ressauts que doivent franchir les sables pendant leur parcours, et de compenser, par suite, le peu de développement du sluice. Une partie des matières lavées passent ensuite sur une grille-tamis, et de là sur le premier sluice secondaire, tandis que le restant continue sa course sur le sluice principal et trouve sur son parcours de nouveaux casiers grillagés de plus grandes dimensions que les précédents. Cette disposition est analogue aux under-currents californiens. Vers le milieu du grand sluice, les graviers rencontrent une deuxième grille aboutissant à un deuxième sluice secondaire. Les matières fines qui échappent à ce double tamisage franchissent une dernière série de casiers grillagés et aboutissent à une troisième grille qui les fait passer sur un dernier sluice secondaire. Le refus des différentes grilles glisse sur une grille inclinée, à travers laquelle passe le courant d'eau, et est rejeté par elle dans une trémie située au-dessous des sluices qui le conduit au-dessus des wagonnets.

Les sluices secondaires sont plus larges que le prin-

cipal, ils ont une pente plus rapide, et la quantité d'eau et de matières aurifères qui passe sur eux est plus petite que sur le premier. Les sables passent d'abord sur un certain nombre de riffles transversaux à la suite desquels le sluice se divise en trois grands compartiments longitudinaux recouverts de drap, d'environ 1 mètre de long et de 1/6 de pente. Le troisième sluice est moins incliné que les autres. Les schlamms tombent dans un réservoir peu profond, d'où des norias les versent dans de petits wagonnets. Ces sables lavés servent au ballast, ils ne renferment pas plus de $0^{gr}$,083 d'or à la tonne.

Ces sluices n'emploient pas de mercure ; on n'y produit que des « schlichs gris ». On travaille tous les jours de 6 heures du matin à 7 heures et demie du soir. A la fin du travail on recueille le produit du lavage, c'est-à-dire tout ce qui s'est accumulé entre les grilles et dans les riffles, et qui consiste en pepites et paillettes d'or, oxyde de fer magnétique, pyrites rutiles, mélangés d'un peu de quartz. Ces schlichs gris sont alors traités pour or dans l'auge sibérienne ou sur des tables tournantes, par voie d'amalgamation.

L'appareil de Volstchanka passe 500 tonnes de graviers par jour, il exige pour son fonctionnement 20 hommes et 10 chevaux. Les graviers ont une teneur de un demi gramme à 1 gramme et demi à la tonne. L'or se rassemble principalement (70 pour 100) dans le sluice principal, on trouve 30 pour 100 dans les sluices secondaires. A l'établissement de Tchernaia-Retchka, où l'or est moins fin, on trouve 97 pour 100 dans le sluice principal et 3 pour 100 seulement dans les sluices secondaires. A Volstchanka on use une quantité d'eau égale à 6 fois le poids du gravier. Le prix de l'installation a été de 70,000 roubles, soit environ 175,000 francs.

b) **Trommel.** — Les graviers qui sont trop compacts pour être suffisamment désagrégés dans les courts sluices décrits ci-dessus sont soumis à un traitement préliminaire au trommel. A Bérézowsk, le trommel est en tôle de fer de 9 millimètres d'épaisseur avec des trous d'environ 1 millimètre de diamètre. Sa longueur est d'environ 4 mètres ; son diamètre est de $1^{m},15$ à une des extrémités et de $1^{m},50$ à l'autre. A l'intérieur sont disposées, perpendiculairement à l'axe du trommel, des lames de fer dentelées qui aident à la désagrégation produite par de l'eau. L'appareil est mû par une roue hydraulique, et suffit pour désagréger 400 à 500 tonnes de gravier par jour, en exigeant pour cela une puissance de 3 chevaux-vapeur. La quantité d'eau usée dans le trommel et sur les tables est de 675 litres par seconde, ou environ 7 fois et demi le poids du minerai traité. Le lavage se fait sur des tables inclinées de 1 mètre de long sur $0^{m},40$ de large, inclinées de 1/4 placées à angle droit avec l'axe du trommel. Près de la tête de la table s'étend transversalement un canal en forme d'auge, au-dessous duquel se trouvent un certain nombre de riffles transversaux dans lesquels viennent se concentrer les schlichs gris où on les recueille pour les traiter par amalgamation. L'établissement de Bérézowsk emploie vingt-cinq hommes et quarante chevaux. Un trommel dure généralement deux saisons.

c) **Cuve** (pan). — Les sables argileux compacts ne peuvent pas être économiquement désagrégés au trommel ; on les passe au lavoir à cuve, qui ressemble beaucoup à la cuve tournante (*cement mill*) employée pour le traitement des graviers cimentés en Californie. La cuve est en fonte ; son diamètre varie de $2^{m},50$ à 5 mètres et sa hauteur de $0^{m},30$ à $1^{m},50$. Le fond de la cuve est un tamis en fonte ou en tôle de fer, formé de vingt-cinq secteurs distincts entre lesquels et sui-

vant un rayon on ménage une large rainure, habituellement fermée par une trappe et destinée à l'évacuation intermittente des cailloux. Les trous du tamis ont à leur partie supérieure un diamètre de 15 à 18 millimètres, et s'élargissent vers la partie inférieure.

A travers une ouverture circulaire pratiquée au centre de la cuve, passe un axe vertical mû par une roue hydraulique, et muni de six à huit bras horizontaux, disposés suivant des rayons et reliés entre eux par des barres. Le long de ces bras sont suspendus des manchons verticaux portant des sabots métalliques dont la partie inférieure est à peu de distance du fond de la cuve, et qui ont la forme de socs de charrue. La révolution de ces bras produit la désagrégation des sables argileux qui sont délayés par les sabots et par un jet d'eau. Les schlamms passent à travers les trous du tamis; les cailloux restent dans la cuve; de temps en temps on les enlève en ouvrant les trappes des rainures radiales.

Le gravier désagrégé tombe de la cuve sur des tables de concentration, analogues à celle des trommels.

A Bérézowsk, la cuve a $3^{m},80$ de diamètre et $1^{m},60$ de profondeur; les bras font 25 tours à la minute. On y traite de 50 à 55 tonnes en 12 heures, en consommant une quantité d'eau, y comprise l'eau fournissant la puissance motrice, égale à dix fois le poids de graviers traités.

**Autres appareils de lavage.** — A côté des appareils que nous venons de décrire et qui sont basés sur la pesanteur et la pesanteur du milieu il faut mentinner des laveurs dont l'emploi repose sur la combinaison des deux forces précédentes avec la force centrifuge.

Les mieux étudiés de ces appareils sont les laveurs hydro-centrifuges inventés par Bazin.

Le *laveur Bazin* se compose d'une cuve immobile

remplie d'eau, portant un robinet de vidange à sa partie inférieure. Les sables sont déversés dans une cuvette sphérique renfermée dans la cuve N, plongée dans l'eau et à laquelle on communique un mouvement de rotation autour d'un axe vertical. Quelquefois on introduit dans la cuvette mobile un peu de mercure, qui, sous l'influence de la rotation, s'étale, le long des parois, en présentant une surface parabolique. Les sables légers s'élèvent le long des parois, l'or, plus lourd, ne s'élève qu'à une faible hauteur, et, au bout d'un temps suffisant, il ne reste au fond de l'appareil qu'un sable enrichi, ou, dans le cas ou l'on a ajouté du mercure, un amalgame contenant tout l'or. — Quelquefois on rend la dissolution de l'or dans le mercure plus rapide en électrisant le bain de mercure par une petite machine Siemens qu'actionne l'appareil lui-même. Le type ordinaire de laveur Bazin permet de passer 500 kilogrammes de sables à l'heure.

### Conditions économiques du traitement industriel des alluvions superficielles.

Ces conditions présentent de grandes inégalités, suivant les différents pays. La main d'œuvre, très chère en Californie (de 15 à 20 francs par journée d'ouvrier), n'est que de 4 francs dans la Guyane française et de 2 fr. 50 seulement en Sibérie. Les conditions géologiques des gisements, la difficulté de l'exploitation et bien d'autres facteurs encore viennent influer sur le prix de revient. D'après MM. Cumenge et Fuchs, le prix de revient du kilogramme d'or, qui a été, de 1,697 fr. 34 au placer de Saint-Elie (Guyane française), a été, en 1887, de 1,450 francs à Bérézowsk, de 1,470 francs à Nijni-Tasmil, et de 2,170 francs à Tchernaïa-Retchika (Sibérie)[1].

1. Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique*.

## 2° Alluvions des vallées hautes à forte pente et des plateaux (*Deep-leads*).

### Exploitation par la méthode hydraulique.

*Historique.*— C'est en 1852 que la méthode hydraulique a été imaginée, à Yankee Jim, Placer County, par un mineur dont le nom n'a pas été conservé. L'eau, amenée par un petit fossé et un conduit de bois sur chevalets, dans un tonneau placé à un niveau plus élevé, s'en échappait par un tuyau en cuir, terminé par un ajutage. Cette eau, désagrégeant les sables et les graviers, les entraînait dans un conduit en pente, où l'or s'amalgamait. Les appareils de ce genre se répandirent rapidement, bientôt, on remplaça les tuyaux en cuir, sujets à la pourriture, par des tuyaux en toile; on augmenta la hauteur de chute et le débit. Mais, au bout de peu de temps, on se trouva en présence de difficultés sérieuses: l'accumulation formidable de débris, étagés suivant leur grosseur, depuis le point où débouche le canal d'évacuation jusqu'aux vallées basses où les rivières cessent d'avoir un cours torrentiel et même jusqu'aux fleuves et à l'embouchure de ceux-ci dans la mer, a provoqué une série de protestations de la part des habitants des parties basses des vallées, qui, par suite de l'obstruction des rivières par des dépôts de graviers, de sables et de limons, voyaient leurs régions cultivées soumises à des inondations fréquentes. Le gouvernement des États-Unis, après avoir fixé, par un grand nombre de décrets, les conditions d'exploitation par la méthode hydraulique, a fini par l'interdire vers 1887. Elle est appliquée aujourd'hui à la Nouvelle-Zélande, où le mouvement agricole n'a pas encore acquis l'intensité qu'il a possédée, dès l'origine, en Californie.

**Travaux préparatoires.** — L'application de la méthode hydraulique doit toujours être précédée par un

levé de plans et par un nivellement, opérations ayant pour but de déterminer la puissance des terrains alluvionnels à abattre et la possibilité d'amener avec une pression suffisante sur les points d'attaque la quantité d'eau requise pour le lavage. Par une série de sondages on déterminera ensuite l'épaisseur du terrain stérile et la configuration du bed-rock. Un point important à connaître est le point le plus bas du bed-rock, car c'est à ce point que doit aboutir la galerie (*tunnel*) qui servira ultérieurement à l'écoulement des eaux et des graviers.

**Barrages.** — L'approvisionnement régulier, sous forte pression, de l'eau nécessaire s'obtient par l'établissement de vastes réservoirs que l'on créée en barrant une vallée à une altitude suffisante au-dessus du niveau de la mine que l'on veut travailler. On choisit naturellement le point où une vallée se resserre et présente des contreforts rocheux solides. Les barrages sont construits soit en pierre, soit en bois, avec des remplissages de terre et de cailloux. Ils sont toujours traversés par une prise d'eau, située un peu au-dessus du fond et construite en gros galets, avec murs latéraux et couverture de dalles de granite. L'admission de l'eau dans ce canal a lieu au moyen de tuyaux de fonte débouchant à l'intérieur du barrage, et elle est réglée par des valves. On aura une idée de l'importance de ces barrages, en remarquant que la North Bloomfield C^ie^ a établi un réservoir de 29,505,000 mètres cubes qui lui a coûté 1,233,535 francs ; et qu'à Tuolumne on a construit un réservoir qui est revenu à 2 millions de francs.

**Conduites d'eau.** — Des réservoirs, l'eau est amenée aux mines par des canaux ou fossés (*ditches*) qui s'étendent souvent sur une longueur considérable. La largeur de ces canaux dépasse rarement 2 ou 3 mètres. Ils ne partent pas toujours des réservoirs mêmes, mais

parfois se détachent des rivières qui en sortent, ces rivières servant ainsi de canal sur une certaine longueur. Les canaux suivent généralement les vallées en s'élevant par rapport au thalweg, graduellement à flanc de côteau, leur pente étant moindre que celle de ce thalweg. La pente, qui doit être régulière, est généralement d'environ $0^m,002$ par mètre ; avec cette inclinaison l'eau coule rapidement, mais sans dégrader les berges. L'excavation doit être pratiquée dans un sol consistant, au-dessous du terrain meuble de la surface on rejette les déblais du côté de la vallée. Lorsque la consistance du terrain est insuffisante, on remplace la berge naturelle inférieure par une double maçonnerie en pierre sèche avec remplissage de terre pilonnée. Si la roche, par sa dureté, devait exiger l'emploi de la poudre, on substitue d'ordinaire au *ditche* un canal en bois (*flume*) porté par des chevalets. C'est aussi au moyen de flumes en bois que l'on a d'abord franchi les vallées. Ces flumes ont une pente supérieure à celle des ditches, elle est en moyenne de $0^m,006$ à $0^m,007$ par mètre.

Ils sont supportés par des estacades souvent fort élevées que des haubans, formés de simples fils de fer, maintiennent quelquefois des deux côtés contre l'action du vent.

Aujourd'hui les flumes en bois sont remplacés par des tuyaux en tôle, emboîtés et rivés l'un à l'autre par bouts de 5 à 7 mètres. Ces tuyaux en tôle franchissent les vallées profondes sous forme de siphon. Ils sont munis d'appareils de sûreté, tels que valves et soupapes à flotteur, destinées à prévenir l'écrasement des tubes dans le cas où il se produirait un vide ou un coup de bélier. La North Bloomfield C[ie] a établi 88 kilomètres 495 mètres de canaux qui lui ont coûté 2,333,535 francs, soit 26,367 francs par kilomètre. A

Park Canal, 466,610 kilomètres de conduites sont revenus à 10 millions, soit 21,431 francs le kilomètre.

**Distribution de l'eau sur les travaux.** — Afin d'avoir de l'eau à une pression considérable, on fait quelquefois déboucher les canaux d'amenée à une hauteur de plus de 100 mètres au-dessus du point d'attaque. A la sortie des conduites d'amenée et avant d'entrer dans le dernier tronçon du parcours qui est toujours un tuyau fortement incliné, construit en tôle, l'eau se déverse d'abord dans une boîte carrée en bois (*neadbox*), très solide, munie d'une grille destinée à arrêter les matières flottantes et d'un déversoir par lequel s'échappe l'eau en excès. A sa partie inférieure, le tuyau se termine par le *distributeur,* boîte carrée en fonte, munie de valves qu'on manœuvre au moyen de vis, et qui recouvrent à volonté les embouchures des tuyaux secondaires se terminant eux-mêmes par des ajutages. Ces ajutages sont des tubes en bronze ou en fonte légèrement côniques, dont le diamètre à l'extrémité rétrécie est souvent de $0^m,15$ et même de $0^m,18$. Au début, le tuyau même, en cuir ou en toile, était flexible. Lorsqu'on a fait usage d'un tuyau métallique, on a inventé le *col d'oie* (*goose-neck*) *;* sur le tuyau d'arrivée, recourbé verticalement, pouvait tourner, grâce à un joint horizontal, un bout de tuyau coudé en quart de cercle ; une courte manche en toile réunissait l'ajutage à ce tuyau coudé. Le joint horizontal permettait de faire décrire à l'ajutage un cercle ou un arc de cercle de grande ouverture ; la manche en toile lui laissait une certaine liberté de déplacement dans un plan vertical. La diminution de la force du jet par suite des coudes trop brusques, et la difficulté de faire jouer le joint horizontal étaient des inconvénients graves qui ont fait abandonner l'appareil.

Le *Craig's globe Monitor* (fig. 33) a paru ensuite.

C'est une sphère creuse avec deux ouvertures : l'une reçoit le tuyau d'arrivée d'eau ; dans l'autre, percée sur le haut se meut une calotte sphérique, d'où part l'ajutage recourbé à la base, de manière à être horizontal dans sa position moyenne. Cette calotte sphérique est attachée par une tige à un point fixe placé au centre de la sphère. Grâce à la mobilité dont elle jouit, on peut diriger l'ajutage horizontalement dans tous les sens et verticalement dans l'intérieur d'un angle de 40°.

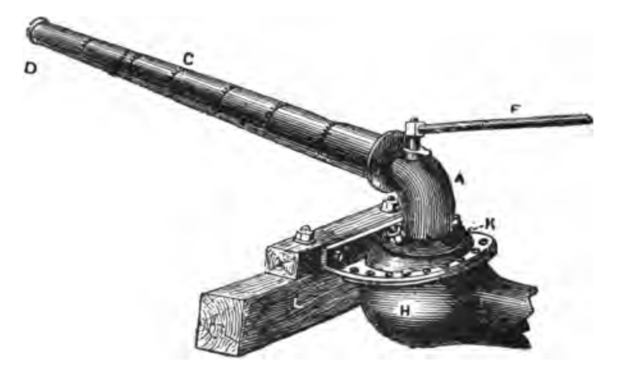



Fig. 33. — Craig's globe Monitor.

H, sphère creuse. — K, calotte sphérique avec collier. — L, sommier de bois. C, ajutage recourbé en A.

Dans le *Knuckle-joint and nozzle* (joint articulé et ajutage) de Fisher, il y a deux coudes disposés comme ceux du Goose-neck ; seulement le joint horizontal n'est pas construit de même : la face supérieure de la bride du tuyau coudé mobile porte, par l'intermédiaire d'une couronne de galets, contre le rebord inférieur d'un anneau fixé au coude du tuyau d'arrivée d'eau. On peut faire décrire au tuyau coudé supérieur un cercle complet. Le déplacement vertical de l'ajutage est obtenu au moyen du jeu de deux surfaces

emboîtées; un long levier, fixé à l'ajutage, permet de le manœuvrer aisément.

Enfin le *Little géant,* inventé par Haskins, est réputé le meilleur de tous ces appareils. Il est très simple, facile à réparer, ne présente pas de coude brusque et a la réputation de débiter la plus grande quantité d'eau avec le minimum de résistance. Horizontalement il peut faire une révolution complète autour d'un axe vertical; l'ajutage se meut verticalement au moyen d'un joint sphérique, et est maintenu en position à l'aide d'un contrepoids. Dans l'intérieur de l'ajutage, trois feuilles en tôle, dont le plan passe par l'axe, empêchent l'eau d'y prendre un mouvement hélicoïdal, lorsque l'ajutage fait, en plan, un angle avec le tuyau d'arrivée, et la forcent à se mouvoir en ligne droite. — Le débit de ces ajutages varie de 27 à 40 mètres cubes par seconde, suivant la pression et le diamètre ; la vitesse du jet atteint parfois 45 mètres.

**Évacuation des débris et amalgamation de l'or.** — Le point d'attaque du tunnel à travers lequel doivent être évacués, pour être menés jusqu'à une vallée inférieure, toute l'eau employée au travail et les débris de l'exploitation que cette eau entraîne avec elle, est déterminé par l'orographie de la région et par la connaissance du point le plus bas du bed-rock, auquel le tunnel doit aboutir. Aussi la longueur de celui-ci estelle nécessairement variable suivant la topographie de la contrée. Dans l'intérieur de ce tunnel sont placés les sluices qui sont en relation avec la quantité d'eau dont on dispose. Les sluices simples ont environ 2 mètres de section carrée et travaillent 8 à 9 mois par an ; le tunnel a alors $2^m,30$ de large sur $2^m,65$ de haut; ce qui, avec une pente de 4 pour 100, permet d'utiliser 2,000 à 2,500 pouces de mineur (0,0427 pieds cubes).

Pour un débit de 3,000 à 3,500 pouces, il est pré-

férable d'avoir des tunnels plus larges et une double série de sluices. La pente du tunnel varie de 4 à 7 pour 100, et descend à 3,5 pour 100 quand on traite des graviers très friables. La longueur varie suivant la configuration du sol, de 50 mètres à plusieurs kilomètres. Un puits doit être creusé pour établir la relation entre le tunnel et la masse exploitable. Il faut avoir soin de creuser ce puits dans un terrain ferme et assurer sa solidité par un barrage solide. Un tunnel de 2,700 mètres d'une pente de 4,5 pour 100 a coûté à la North Bloomfield Cie 2 millions et demi (fig. 34).

Les sluices sont posés dans le tunnel et continués au delà de la sortie, dans la vallée inférieure jusqu'au point où peut se faire la décharge des débris appauvris. L'ossature des sluices est formée par des cadres, formés d'une traverse horizontale inférieure et de deux montants verticaux, avec jambes de force dans les angles, reposant sur des longuerines placées elles-mêmes sur le sol ou sur des chevalets. Ces cadres, espacés de $0^m,70$ à $1^m,20$, sont reliés, dans le fond et sur le côté, par des cours de planches de $0^m,03$ à $0^m,05$ d'épaisseur, et des lattes sont clouées à l'extérieur des joints pour fermer les interstices. Enfin le sluice reçoit un pavage en pierre ou en bois. Les pierres doivent être plates ou ovoïdes et aussi dures que possible ; elles sont placées avec une légère inclinaison dans le sens du courant ; l'épaisseur du revêtement est de $0^m,25$ à $0^m,35$. Le poids d'une pierre doit être au moins de 10 kilogrammes sans cela elle pourrait être déplacée par le courant. Les larges intervalles entre les pierres sont comblés par les débris du gravier lavé, tandis que les petits interstices du sommet remplissent l'office de riffles.

Afin de prévenir l'entraînement et la perte d'une forte proportion d'or provoqués par la rapidité du



Fig. 34. — Lavage de l'or à Ader Gulch (Montana).

courant qui traverse les sluice-boxes, on ménage, sur le parcours des sluices, des *Under-currents* ou courants dérivés (fig. 35).

Ces under-currents peuvent être comparés à de petits étangs artificiels, peu profonds et variables dans leur forme qui est rectangulaire, triangulaire, ou même irrégulière. Leurs dimensions varient de 3 à 12 mètres de largeur sur 10 à 30 mètres de longueur. L'under-current ayant pour but de soumettre à un courant moins rapide les particules les plus fines du gravier et de provoquer ainsi le dépôt de l'or, on doit d'abord faciliter l'élimination des gros matériaux.

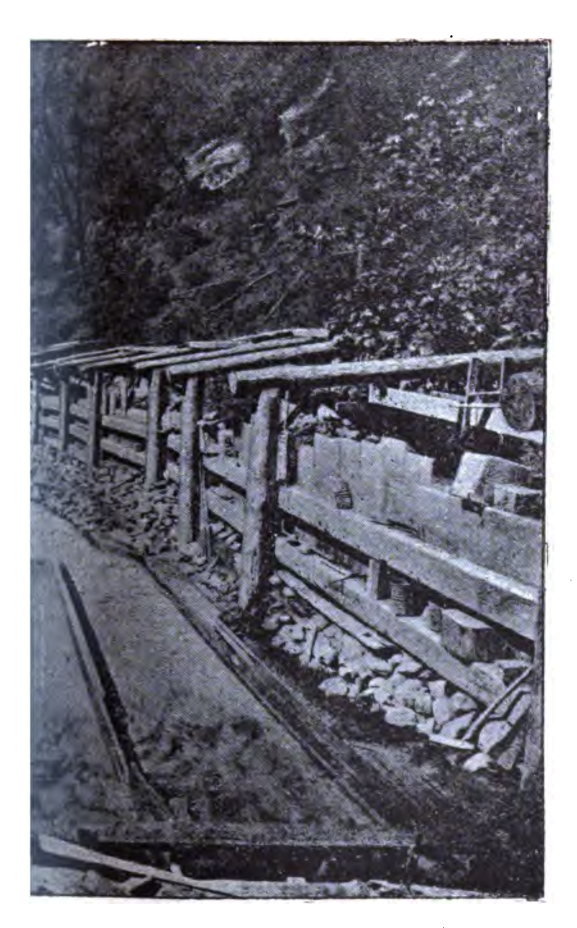
Pour cela, le fond de l'une des boîtes du sluice est remplacé par une grille sur laquelle continue à couler une partie du courant entraînant les matières les moins divisées, tandis que le sable et l'eau, qui passent à travers la grille, sont conduits dans l'under-current par une boîte transversale, assez inclinée. Les eaux boueuses s'écoulent rapidement jusqu'à la tête de l'under-current, où elles s'étalent sur une large surface garnie de riffles qui rompent le courant et favorisent le dépôt de l'or et des matières lourdes. La pente de la table de l'under-current varie de 0,7 à 1,2 pour 100. Le courant dérivé est distribué sur toute la largeur de la table de l'under-current par quelques taquets en bois placés en tête.

Le courant dérivé et le courant du sluice marchent ainsi parallèlement, quoique avec des vitesses différentes, et se réunissent dans un nouveau cours du sluice situé à un niveau inférieur. Sur toute la longueur de l'under-current, la largeur du sluice est naturellement réduite, puisqu'une partie seulement du courant primitif y continue son mouvement. L'under-current, suivant la topographie du terrain, est établi d'un seul côté du sluice ou des deux côtés à la fois.

L'under-current se décharge ordinairement dans le



**Fig. 35. — Un cours de sluices**



son under-current (Californie).

*Drop-box,* boîte située à un niveau inférieur, construite en bois très solide, dont le fond est couvert par un pavage en pierres dures, et qui se trouve à 1m,25 ou 1m,50 en contre-bas du sluice supérieur.

Lorsque le terrain offre une déclivité brusque, on l'utilise généralement pour construire en outre un *Grizzly*. C'est une grille à gros barreaux espacés de 0m,15 environ, le courant passe à travers cette grille et retombe au-dessous dans une grande boîte en bois, d'où repart un nouveau cours de sluices. Toutes les grosses pierres sont arrêtées par cette grille, dont les barreaux sont placés en long et inclinés à 30°, de sorte que les pierres glissent dessus et sont rejetées. Il faut d'ailleurs que la déclivité du sol soit assez prononcée pour que ces pierres roulent à une certaine distance et ne s'accumulent pas auprès de la grille, qu'elles finiraient bien vite par obstruer. On débarrasse ainsi les sluices-boxes d'une grande quantité de matières stériles et encombrantes. Mais ces grizzly ne rejettent qu'un[illegible]ble proportion des matériaux qui passent à tra[illegible]s sluices. Pour loger l'énorme masse de ma-ti[illegible]tritiques qui sont le produit du lavage, on [illegible]un cours de sluices de décharge (*Tail-sluices*), pour amener les tailings jusqu'à un large cours d'eau capable de les entraîner ou jusqu'à des ravins assez profonds pour les contenir.

**Mode de travail.** — La destruction des bans de gravier se fait ordinairement à l'aide de l'eau seule ; mais, lorsque ce gravier est très dur et fortement cimenté, on est obligé d'avoir recours aux coups de mine ; dans ce dernier cas on peut faire usage, soit de puits, soit de galeries. Ces coups de mine se font avec de la poudre ordinaire, sauf pour les gros blocs (boulders) qu'on fait sauter à la dynamite.

Pour procéder au lavage du gravier, on dispose

l'ajutage devant le talus vertical qu'on a commencé par produire en pratiquant une ouverture dans le dépôt aurifère (l'ajutage doit être à une distance suffisante du talus pour ne pas être atteint par les éboulements) ; puis on ouvre la vanne du distributeur. L'eau s'échappe avec une force croissante, à mesure que l'orifice du tuyau se démasque, et au bout de quelques minutes va frapper l'escarpement avec une force prodigieuse. Lancé par un bon ajutage, ce jet d'eau garde sa forme cylindrique presque sans épanouissement sur toute sa longueur. L'effet ne tarde pas à se produire ; le jet, qui, au premier moment, a rejailli dans toutes les directions, pénètre bientôt dans l'intérieur de la masse, et l'eau ressort en bouillonnant, entraînant pierres, sable, argile. Lorsqu'une excavation d'une certaine importance est produite on en commence une seconde, puis une troisième et ainsi de suite ; on détruit ultérieurement les parties restées intactes entre les excavations, ce qui détermine la chute de la partie supérieure du banc. L'entonnoir primitif s'élargit de plus en plus, et le courant boueux finit par circuler sur le *Bed-rock*, dans le thalweg mis à nu de l'ancien chenal jusqu'à l'orifice du puits de communication (fig. 36).

Avant de mettre les cours de sluices en opération, on dirige dans leur intérieur un courant de graviers légers pour remplir les interstices. On déverse ensuite dans le sluice une quantité de mercure (2 à 300 kilogrammes de mercure pour 1,500 mètres de sluice) ; au moyen d'une sorte d'arrosoir on répand le mercure en gouttelettes, tant dans les sluices que dans les unter-currents. Pendant toute la durée du travail on continue à ajouter du mercure par petites quantités, diminuant vers la fin de la campagne. Avec des sluices de 1,500 mètres de long, un approvisionnement de

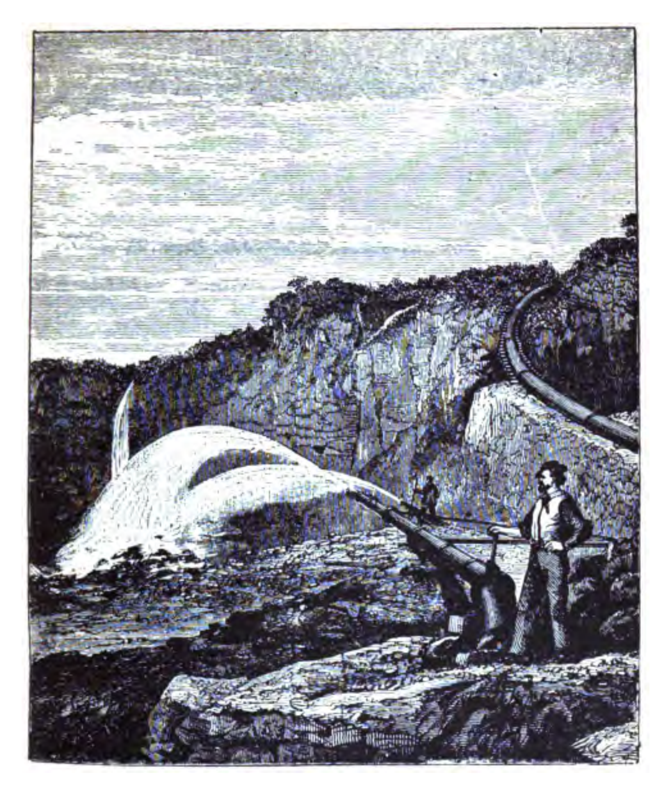


Fig. 36. — Mode de travail de la méthode hydraulique.

mercure de 3,500 kilogrammes est suffisant pour une campagne de six mois.

Le nettoyage général des sluices se fait une ou deux fois par an ; on procède alors au déplacement complet des pavages. Deux fois par mois on les nettoie partiellement. Pour cela on commence, au moyen d'un courant d'eau pure assez fort, par faire descendre les pierres et les galets, puis on ne laisse plus couler

qu'un petit courant d'eau. On enlève ensuite les blocs de bois, on les lave avec soin et on les dépose auprès des sluices. Tous les 30 mètres on établit un barrage dans le sluice lui-même, au moyen d'une planche à joints lutés, contre laquelle l'eau accumule l'amalgame avec l'excès de mercure et de sable. On balaye et on gratte les parois, on enlève à la pelle le mélange de sable. et d'amalgame qu'on lave à la main dans des pans.

L'amalgame en sortant du pan contient, indépendamment de l'argent toujours allié avec l'or natif, divers métaux étrangers, du plomb spécialement. On le triture d'abord dans un bain de mercure ; les métaux étrangers se rassemblent à la surface du bain. On sépare ensuite l'amalgame de l'excès de mercure en le pressant dans une toile, puis on le traite par l'acide sulfurique étendu et on chauffe doucement ; on le débarrasse ainsi des dernières parties de plomb et on lave enfin à l'eau pure.

On distille l'amalgame purifié dans une cornue en fonte, à couvercle mobile muni d'un tube en fer entouré d'un manchon réfrigérant à courant d'eau. Avant d'introduire l'amalgame dans la cornue, on la garnit intérieurement d'une couche mince d'argile qui empêche l'or d'adhérer à la fonte. L'or, résidu de la distillation, est fondu au creuset, et coulé en lingots, dont le titre est souvent fort élevé et a atteint, près de Smartrille, en Californie, le chiffre de 960.

## Conditions économiques du traitement hydraulique.

Le prix de revient du traitement hydraulique dépend de la nature du gravier, des conditions topographiques de son gisement, du prix de revient de l'eau, etc., si bien qu'il est très difficile de poser des

règles générales. Nous donnons, d'après Th. Eggleston[1], le prix de revient d'une once d'or, dans deux cas différents :

| | MINE DE LA GRANGE (faible hauteur de gravier aurifère) | NORTHBLOOMFIELD (bancs de 80 mètres de hauteur) |
|---|---|---|
| | Dollars cents | Dollars cents |
| Eau. . . . . . . . . . . . | 1,43 | 2,09 |
| Main-d'œuvre. . . . . . . . . | 6,85 | 3,93 |
| Matériaux. . . . . . . . . . | 1,81 | 0,88 |
| Explosifs. . . . . . . . . . | » | 0,98 |
| Blocs et planches. . . . . . . . | » | 0,50 |
| Frais généraux. . . . . . . . | 0,94 | 0,70 |
| Dépenses accidentelles. . . . . | 0,26 | » |
| Taxes. . . . . . . . . . . | 0,09 | » |
| | 11,38 | 0,98 |

Le prix de revient par mètre cube de gravier traité a été, pour les mines suivantes :

| MINES | TENEUR par mètre cube | PRIX DE REVIENT par mètre cube |
|---|---|---|
| | fr. cent. | fr. cent. |
| Roach Hill. . . . . . . . . . | 3 » | 0.30 |
| Richardson. . . . . . . . . . | 0.75 | 0.15 |
| Iowa Hill. . . . . . . . . . | 3.55 | 0.125 |
| Indépendance. . . . . . . . . | 1.25 | 0.90 |
| Wisconsini. . . . . . . . . . | 0.025 | 0.10 |

Dans la méthode hydraulique on perd une assez

1. Th. Eggleston, *The Metallurgy of Gold, Silver and Mercury*, New York.

forte proportion d'or, et cela tient surtout à l'état physique du précieux métal dans les graviers.

En effet à côté de grains d'une grosseur appréciable, l'or s'y rencontre en particules très fines (floating-gold) qui ne sont pas retenues par la méthode hydraulique, le métal s'y trouve aussi souvent à l'état d'or rouillé (rusty gold) non attaqué par le mercure.

Il arrive également que des morceaux de conglomérats soient rejetés sans avoir été désagrégés, et entraînent une notable proportion du métal précieux. On calcule qu'avec la méthode hydraulique on n'extrait que 33 pour 100 de l'or contenu dans les graviers, mais le mineur estime qu'il vaut mieux traiter de grandes masses avec une perte sérieuse en or que d'en traiter de petites avec une légère perte du métal précieux.

**Élévateurs hydrauliques.** — L'emploi de l'eau sous pression dans la méthode hydraulique a donné idée à un mode particulier de relèvement des déblais des exploitations aurifères, dans lequel on utilise la pression d'une masse d'eau auxiliaire pour entraîner dans un conduit fermé et élever à une certaine hauteur, le torrent boueux produit par la désagrégation des bancs de graviers à l'aide des jets d'eau. Ce moyen a été employé dans les États-Unis dans le but de se débarrasser des résidus encombrants des exploitations hydrauliques [1].

L'élévateur hydraulique, qui diffère dans ses détails de construction en Australie, Nouvelle-Zélande et en Californie, est basé sur un principe analogue à celui appliqué dans l'injecteur Giffard, c'est un jet d'eau qui entraîne un mélange de sables et de graviers boueux. Il se compose essentiellement d'un tuyau élévatoire en tôle de 30 à 60 centimètres de diamètre, incliné de 45° à 65°, se terminant à sa partie inférieure

1. Voy. Richard, *La mécanique générale à l'Exposition de Chicago*. Paris, 1895, librairie J.-B. Baillière.

par un entonnoir conique qui reçoit, par un tuyau d'amenée, un jet d'eau sous forte pression entraînant les sables et les graviers qui sont chassés dans des sluices de décharge jusqu'au point où ces débris aient un espace suffisant pour se loger pendant toute la durée de l'exploitation.

La partie inférieure de l'élévateur est plongée dans une excavation du *bed-rock*, son entrée est protégée par une grille qui empêche les grosses pierres, les morceaux de bois, etc., de pénétrer. La pression de l'eau est suffisante pour la désagrégation des graviers durant leur passage dans le tuyau élévatoire, de sorte qu'il suffit de courts sluices pour terminer le lavage. La récolte de l'or se fait aussi dans ces sluices de décharge, qui sont construits suivant les mêmes principes que ceux que nous avons décrits dans l'exposé de la méthode hydraulique.

Dans le comté de Siskiyou (Californie), un élévateur a fonctionné pendant 3 ans. Le tuyau élévatoire, incliné à 43°, avait $0^{m},40$ de diamètre, la pression de l'eau était de 80 mètres et son volume variait suivant les saisons de 450 à 900 pouces de mineur. Les débris et l'eau qui les entraînait étaient remontés par l'élévateur à une hauteur de $11^{m},70$.

La compagnie North-Bloomfield a installé, en 1887, un appareil qui, recevant de l'eau sous une pression de 159 mètres, élevait les débris à une hauteur de 26 mètres.

### 3° Alluvions recouvertes. — (*Drift Claims. — Gravel Mines*).

*Historique et principe de la méthode.* — Les méthodes exposées jusqu'ici pour l'exploitation des alluvions aurifères deviennent inapplicables lorsqu'on se trouve en présence d'alluvions recouvertes par

d'épaisses couches stériles de roches basaltiques ou autres, ou encore quand il y a manque d'eau. On s'attaque alors à la couche productive elle-même par des travaux miniers proprement dits (*drift-mining*).

L'or gros et la principale richesse sont toujours concentrés vers la base du gravier alluvionnel près du bed-rock, aussi a-t-on commencé à exploiter seulement la partie inférieure des chenaux dont la richesse compense les frais très élevés d'une exploitation souterraine.

Introduite en Californie vers 1855, cette méthode s'est développée durant la période de 1855 à 1870, période pendant laquelle une grande quantité de chenaux furent travaillés à fond et rapidement épuisés. Aujourd'hui ce procédé d'exploitation est en pleine activité et est appelé à un grand avenir.

Le gravier exploité, devant être lavé dans des sluices, s'il est meuble, ou broyé dans un moulin, s'il est cimenté, il est indispensable, avant de se lancer dans une entreprise de drift-mining, de vérifier l'existence d'eaux souterraines suffisantes pour avoir l'eau nécessaire au traitement.

**Travaux préparatoires.** — Il est nécessaire, lorsqu'on veut établir une mine de gravier dans une région déjà ouverte à ce genre d'industrie, de commencer par étudier soigneusement les mines voisines qui travaillent, en amont ou en aval, le chenal qu'on se propose d'exploiter. De cette façon on connaîtra le cours du chenal, les points d'attaque les plus avantageux. Toutes les vallées découpant le terrain doivent être relevées avec leurs cotes et leurs courbes du niveau.

On procèdera ensuite au fonçage de plusieurs puits en des points convenablement choisis; ces puits doivent aller jusqu'à entamer le bed-rock qui contient généralement de l'or sur 30 à 40 centimètres de hau-

teur. La richesse du gravier extrait par ces puits de prospection est déterminée par un lavage au sluice. Ces puits, en dehors de l'avantage de mieux définir la richesse du gisement, procurent en outre le moyen de déterminer les cotes du chenal en différents points, et la pente de son thalweg, ce qui est très important au point de vue de la fixation du tunnel à creuser.

Les travaux de prospection terminés, on creuse une galerie au rocher ou tunnel, à partir du flanc de la montagne principale, ou ce qui vaut mieux à partir d'une ravine secondaire. Le tunnel doit tenir dans le bed-rock et déboucher au-dessous du thalweg. Lorsque le premier tunnel est percé trop haut, il est souvent nécessaire d'en ouvrir un ou plusieurs autres à un niveau inférieur ou de travailler à l'intérieur avec des puits et des descenderies.

Aussitôt que le tunnel a atteint une longueur suffisante pour que l'on puisse supposer avoir au-dessus de soi le lit de l'ancienne rivière, on ouvre des puits verticaux, *upraises*, qui montent à la recherche du gravier exploitable. Celui-ci une fois atteint, on suit le bed-rock par une traverse (*gangway*) normale au cours du chenal, dans le but de déterminer la forme du lit de la rivière, son extension en largeur et la position de son thalweg.

Lorsqu'il n'est pas possible d'ouvrir par galerie une mine de gravier, on se décide au fonçage de puits d'extraction, dont le creusement coûte, il est vrai, moins cher que celui des galeries, mais qui entraînent des dépenses de premier établissement assez considérables pour élever tout le gravier et toute l'eau à la surface. Ces puits ne diffèrent pas des puits d'extraction des mines ordinaires, les appareils d'extraction sont mus par des moteurs hydrauliques quand on dispose de chutes considérables.

**Travaux d'exploitation.** — Nous ne nous étendrons pas sur les travaux d'exploitation, ils sont analogues à ceux des mines ordinaires. Lorsque le tunnel principal a atteint la verticale du centre du chenal, on perce à travers le bed-rock jusqu'au gravier un puits vertical (*winze*) ou un puits incliné (*incliné*); ce puits est toujours à deux compartiments, l'un pour la descente du gravier, l'autre contenant le tuyau destiné à conduire les eaux de la mine au canal d'écoulement ménagé dans le tunnel. Le « *main-tunnel* » (galerie principale) est creusé en amont du chenal et aussi près que possible de son centre, dans le gravier et le bed-rock; elle est solidement boisée, devant durer pendant tout le cours de l'exploitation, elle a en général $2^m,50$ à 3 mètres de hauteur, 3 mètres à $3^m,50$ de largeur à la base et $0^m,90$ à $1^m,20$ au sommet.

Alternativement de chaque côté de la galerie principale distantes de 10 mètres, sont tracées les galeries en travers (*gangways*); on forme ainsi des massifs de 20 mètres d'épaisseur. Ces galeries sont poussées jusqu'aux bords des rivières souterraines (*rims*), et, dans le cas d'une largeur considérable, elles sont recoupées par plusieurs autres galeries parallèles au main-tunnel.

Les tailles vont d'une traverse à l'autre et on les conduit en gradins de manière à enlever la totalité du gravier payant. Le toit des tailles est supporté par des étais provisoires; on construit, en outre, des piliers de soutènement avec les boulders stériles trouvés dans l'exploitation.

L'abatage se fait tantôt au pic, tantôt à la poudre ou à la dynamite, suivant le degré de dureté du gravier. Si le gravier est très meuble il est nécessaire de faire usage de palplanches, afin de se garantir des éboulements.

Le gravier abattu est conduit par les mineurs aussi près que possible des galeries transversales, où il est

chargé dans des wagonnets (*cars*) qui sont poussés jusqu'à la galerie principale, d'où des chevaux et quelquefois même des petites locomotives viennent les traîner jusqu'à la sortie.

L'aérage s'établit naturellement, si l'on a soin de faire circuler l'air, à l'aide de portes convenablement disposées sur les différents fronts de taille. Lorsque la différence de température n'est pas suffisante pour provoquer la circulation naturelle de l'air, on a recours à des foyers d'aérage ou à des ventilateurs.

La voie est formée de rails en fer ou en acier dont l'écartement varie de 40 à 55 centimètres. Les cars sont construits en tôle, ils peuvent contenir de 600 à 750 kilogrammes de gravier.

**Lavage des graviers, récolte de l'or, évacuation des débris.** — Lorsque le gravier est cimenté, l'or est extrait par un broyage analogue à celui du quartz aurifère (voir chapitre suivant); lorsqu'il est meuble on extrait le métal par un lavage au sluice analogue à celui décrit dans le procédé hydraulique. Le gravier extrait de la mine est mis en tas (*dumped*) dans un vaste réservoir ou trémie (*ore-bin*), du fond duquel part un cours de sluices avec riffles. Un courant d'eau, dirigé sur le minerai, l'entraîne dans les sluices.

Le réservoir à minerai est souvent construit en recouvrant simplement les côtés abrupts de la ravine avec des planches garnies de tôles sur leur face supérieure.

Le réservoir d'eau qui emmagasine les eaux provenant des venues d'eau de la mine est établi à la bouche même du tunnel. La proportion d'eau nécessaire au lavage est de 62 mètres cubes pour 10 à 15 mètres cubes de gravier, cette eau est lancée sous une pression de 15 à 30 mètres.

Les sluices de lavage analogues à ceux du procédé hydraulique ont de 50 à 100 mètres de longueur, quel-

quefois cependant, comme le sluice doit non seulement retenir l'or, mais encore évacuer les débris, jusqu'à un point où ils peuvent être déversés sans inconvénient, on lui donne une longueur de plusieurs kilomètres. La pente moyenne est de $0^m,020$ à $0^m,025$ par mètre.

Le lavage se fait d'une façon intermittente, une ou deux fois par jour. L'or est généralement assez gros pour qu'on puisse se dispenser d'ajouter du mercure dans les riffles. Quelquefois cependant, lorsqu'on a reconnu l'existence de l'or fin, et lorsque le sluice a une longueur suffisante, on ajoute du mercure dans le cours inférieur du sluice.

Les débris (*taillings*) sont souvent repris et relavés pour or dans un nouveau cours de sluices, quelquefois même on procède à trois lavages successifs.

Le nettoyage des sluices se fait comme dans le procédé hydraulique. Tous les huit ou quinze jours on procède à un nettoyage partiel, deux fois par an à un nettoyage général (*clean-up*).

**Conditions économiques du traitement.** — Selon les conditions topographiques du gisement, selon la nature des roches dans lesquelles on a à creuser les puits, galeries, etc., selon la richesse des graviers, le traitement revient plus ou moins cher. Les plages riches forment des chenaux de richesse variable. Sur certains points la concentration s'accentue, mais les hautes teneurs restent toujours à l'état d'exception. Au Bald-Moutain Mine, la valeur moyenne oscillait entre 9 et 10 francs par tonne, tandis qu'à Mabel Mine elle était un peu supérieure à 3 francs. MM. Cumenge et Fuchs estiment que les prix de revient moyens se tiennent en Californie entre 6 et 11 francs par mètre cube de matières lavées[1].

1 Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique*. Paris, Vve Dunod.

## III.

## Amalgamation pendant le broyage.

### Traitement des quartz aurifères normaux.

L'amalgamation s'applique aux quartz aurifères normaux (*free-milling ore*), les quartz aurifères exceptionnels (*refractory ores*) étant traités par un procédé spécial qui sera décrit ultérieurement.

L'amalgamation qui se fait pendant ou après la pulvérisation a lieu sur une petite échelle dans des *mortiers*, sur une grande échelle dans des *arrastras*, des *moulins* et le plus souvent dans des *bocards*. Dans ces derniers l'extraction de l'or se fait très vite, mais non sans d'assez grandes pertes. Il va sans dire que dans ces appareils c'est l'or libre qui est extrait, et non pas celui qui est enfermé dans de la pyrite ou d'autres sulfures.

### Amalgamation dans l'arrastra.

L'arrastra est employée aux États-Unis (Arizona, Californie, Oregon, Montano, Idaho, Colorado) dans le traitement des minerais pauvres qui ne renferment l'or qu'à l'état libre ou allié à l'argent.

Le minerai est d'abord réduit en petits morceaux dans des concasseurs ou des bocards, puis porté dans l'arrastra, fosse circulaire à fond plat, pavée avec des pierres dures (granite, basalte ou quartz compact). Les charges sont de 300 à 500 kilogrammes.

Le broyage se fait à l'aide de grosses pierres mues par des mulets, ainsi que l'indique la figure ci-contre (fig. 37). Après quelques temps de broyage on ajoute

le mercure, généralement de 50 à 75 kilogrammes, quelquefois avec des minerais très riches 100 à 125 kilogrammes. Si l'on a affaire à un minerai riche en argent, on tâche d'obtenir un amalgame aussi fluide que possible et on ajoute jusqu'à un demi kilogramme de mercure par once d'argent.

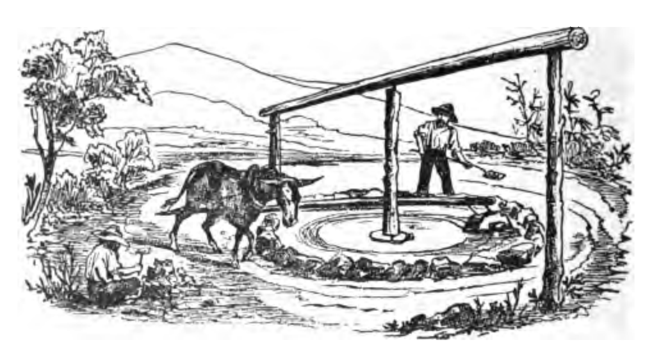


Fig. 37. — Arrastra.

L'addition de cyanure de potassium et de cendres de bois permet au mercure de garder sa limpidité. L'opération, suivant la grosseur des morceaux de minerai, dure de 6 à 10 heures. Une arrastra de 3,657 mètres de diamètre, qui fait 15 tours à la minute, peut traiter en 24 heures 4 tonnes de minerai.

L'amalgame, après la séparation des résidus, est filtré dans des sacs en toile, puis distillé. Les résidus sont dirigés sur des plaques de cuivre amalgamées, ou bien soumis à un nouveau traitement au pan, ou bien encore sont tout simplement rejetés.

La proportion d'or extraite dans le traitement à l'arrastra s'élève à 70 pour 100 de la teneur, celle de l'argent va de 75 à 80 pour 100. — Le pavage revient à 1,000 francs et dure environ 6 mois. Les frais de

traitement s'élève de 0 fr. 30 à 0 fr. 40 par tonne de minerai.

### Amalgamation dans des moulins à or.

Parmi les appareils adoptés dans ces dernières années aux États-Unis et en Australie, il faut mentionner le moulin à force centrifuge *Huntington* qui fonctionne à la fois comme broyeur et amalgamateur et est employé avantageusement dans les petites mines. Il convient spécialement aux minerais argileux et traite également les *sulphurets*. Le minerai à sa sortie du moulin passe sur des plaques de cuivre amalgamées qui retiennent l'or libre encore contenu, ainsi que l'amalgame. Les sulphurets, après leur passage sur les plaques, sont recueillis dans des appareils de concentration.

Le minerai est d'abord cassé dans des concasseurs. La figure 38 indique la disposition de l'appareil. Z est un cylindre en fonte (pan), dont la partie supérieure est munie d'une plaque circulaire B, tournant avec l'arbre vertical G. Ce chassis mobile supporte trois pilons à rouleaux distants de $0^{m},0254$ du fond du pan et entraînés dans le mouvement de l'arbre G. La décharge pour le minerai broyé se fait à travers une grille horizontale, régnant sur la moitié de la circonférence, juste au-dessus de l'anneau en acier ou bande de broyage.

Le minerai est chargé par la trémie A, en même temps que des quantités convenables d'eau et de mercure. Les rouleaux, entraînés par la force centrifuge, pressent le minerai contre la paroi C et l'écrasent. Des rables F sont fixées sur le bâti mobile à des distances variables du centre, de façon à ce qu'aucune partie du minerai ne puisse rester en repos. Le mouvement oscillant des rouleaux entraîne le minerai en poudre et le met en contact intime avec le mercure au fond du

cylindre. Le mouvement centrifuge des rouleaux cause une projection constante de la poudre de minerai contre la grille, et la décharge est, par suite, très bonne. Comme tout l'or n'est pas amalgamé dans le moulin même, on fait passer la « pulpe » sur des plaques de cuivre amalgamées.

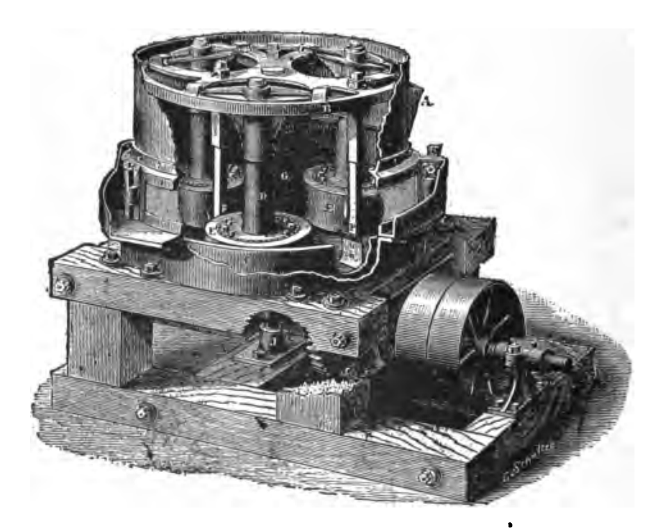


Fig. 38. — Moulin Huntington.

Les figures 39 et 40 indiquent l'installation d'un moulin à or avec plaques d'amalgamation et *Frue Vanners* pour la concentration des sulphurets. Le minerai, réduit d'abord dans un concasseur, tombe automatiquement dans la trémie *a* et de là dans le moulin *b*. La pulpe en sortant du moulin tombe successivement sur les quatre plaques d'amalgamation *c*, *d*, *e*, *f*, qui retiennent le reste de l'or et passe finalement sur les frue vanners *g* où se produit la concentration des sulfures. (Nous di-

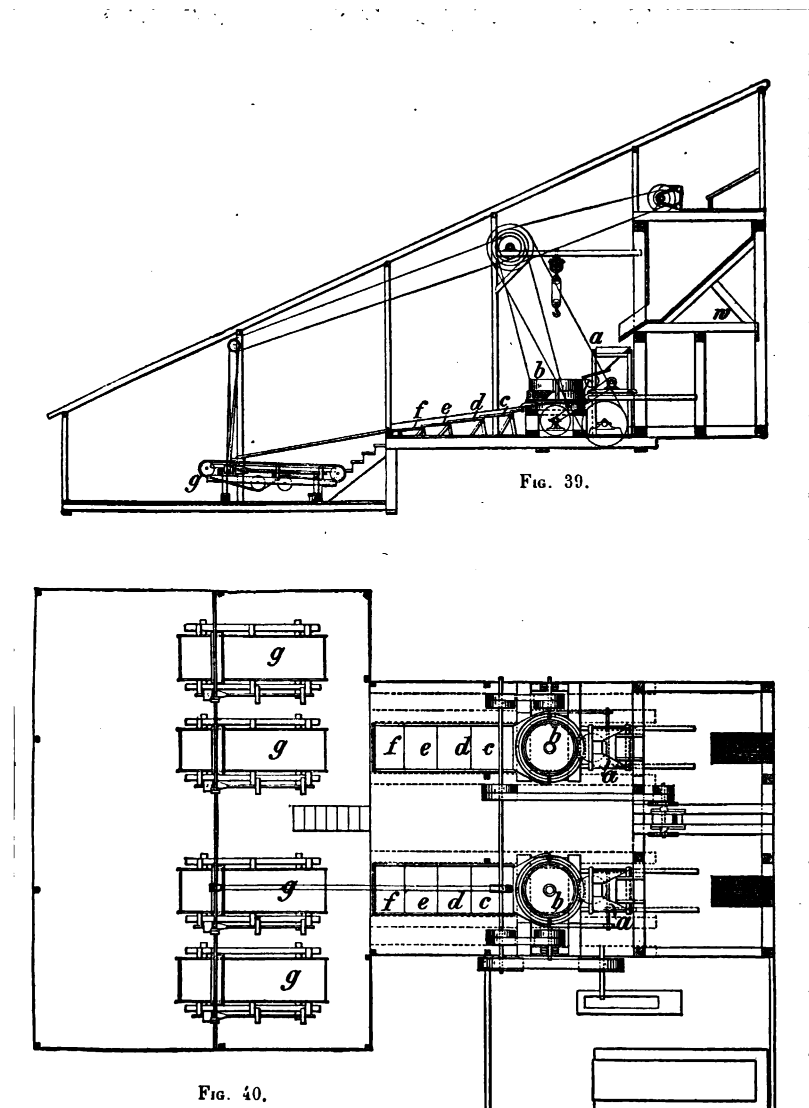



**FIG. 39 et 40. — Installation d'un moulin à or [1].**

1. D'après Schnabel, *Metallhuttenkunde*. Leipzig, 1894, J. Springer.

rons, un peu plus bas, quelques mots sur le mode de fonctionnement des frue vanners.)

Les moulins Huntington sont employés en Californie, Oregon, Alaska, Idaho, Montana, Utah, dans l'Amérique du Sud et en Australie, et ont été introduits tout récemment en Hongrie. Ils exigent relativement peu de force motrice (4 chevaux pour le traitement de 12 tonnes de minerai par jour, 6 chevaux pour 20 tonnes et 8 chevaux pour 30 tonnes). Leur diamètre oscille entre 1 mètre et 1m,82.

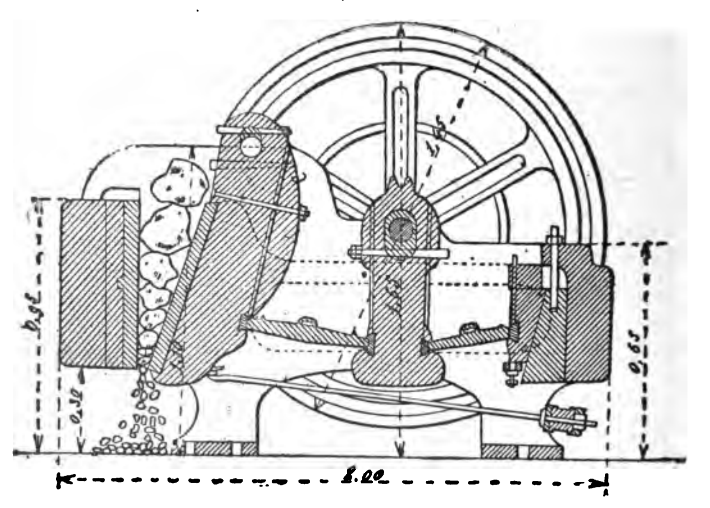


Fig. 41. — Concasseur Blake Marsden.

A *Nevada County* (Californie), à la *Mine Spanish*, on traite des minerais de quartz argileux qui ne renferment que pour 3 francs d'or à la tonne. Le minerai passe d'abord au broyeur *Blake* qui se compose essentiellement d'une mâchoire fixe et d'une autre mobile, mue par l'excentrique, par l'intermédiaire des deux bras indiqués sur la figure 41. L'excentrique fait envi-

ron 250 tours par minute. A chaque révolution la mâchoire mobile s'avance d'environ 2 centimètres vers la mâchoire fixe, et casse le minerai interposé ; elle revient ensuite à sa position primitive, ce qui permet aux fragments de descendre pour être broyés à l'avancement suivant. On peut régler la distance des deux mâchoires en agissant sur les deux bras ou sur le coin que nous voyons figuré sur la droite de la figure 41. Cet appareil peut broyer par heure de 5,5 à 6 mètres cubes de minerai, à la grosseur de 16 centimètres cubes. En sortant du concasseur, le minerai passe, à *Spanish Mine,* dans quatre moulins Huntington de $1^m,5$ et $1^m,219$ de diamètre.

Les grands moulins, avec 60 tours par minute, travaillent 35 à 40 tonnes par jour, les petits 30 tonnes. La grille horizontale ne dure que quatre jours, le fond et le chassis mobile durent au contraire un an. On ajoute 1 once de mercure pour 4 tonnes de minerai. 45 pour 100 de l'or sont retenus au moulin même, 55 pour 100 sur les plaques d'amalgamation. La perte en mercure est de 1 once pour 15 à 30 tonnes de minerai.

Aux mines de *Kremnitz* (Hongrie), on traite des quartz renfermant 3 pour 100 de pyrite, 7 à 8 grammes d'or et 20 grammes d'argent à la tonne. Le minerai est d'abord réduit en morceaux de 5 centimètres de côté dans des concasseurs *Blake* et *Dodge*. Ce dernier diffère de l'autre en ce que le pivotement de la mâchoire mobile a lieu à la partie inférieure, alors que dans le premier il se fait au haut de la mâchoire, ce qui, paraît-il, donne des morceaux plus réguliers. En outre, on peut rapprocher les deux mâchoires à volonté, ce qui permet d'avoir des morceaux aussi fins qu'on veut. Au sortir de ces concasseurs, qui traitent 3 à 5 tonnes par heure, le minerai passe dans un moulin Huntington,

marchant à 70 tours à la minute, exigeant une puissance de 8 chevaux-vapeur et traitant 12 tonnes en 24 heures. Outre l'eau, le moulin contient 10 kilogrammes de mercure. Toutes les dix minutes on ajoute encore

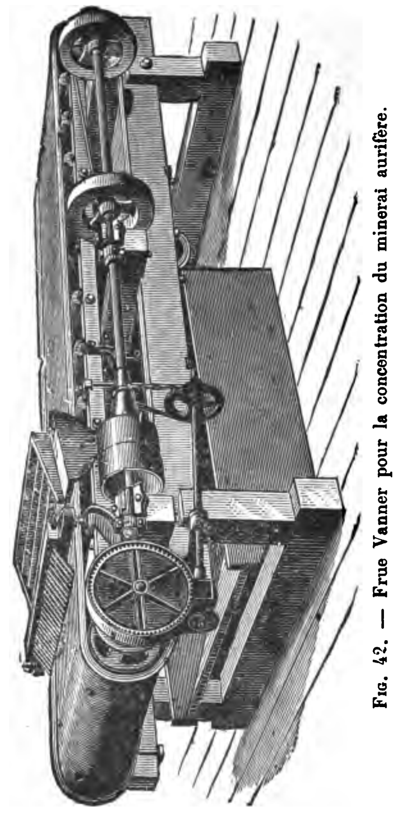


Fig. 42. — Frue Vanner pour la concentration du minerai aurifère.

Figure communiquée par M. Henry de Mosenthal.

5 grammes de mercure. La « pulpe » coule sur quatre plaques de cuivre amalgamées, et de là sur des *frue vanners*, au nombre de deux par moulin.

Un *frue vanner* (fig. 42) se compose d'une courroie

sans fin en caoutchouc ayant 1m,20 de largeur sur 3m,60 de longueur, munie de rebords en caoutchouc et supportée par des rouleaux. Cette courroie est légèrement inclinée et passe sur deux tambours dont l'un plonge dans un bac à eau dans lequel les concentrés se rassemblent. Outre le mouvement de translation très lent qui lui est imprimé par les tambours, la courroie reçoit, par l'intermédiaire d'un arbre parallèle à l'un de ses bords, une série de secousses rapides dans le sens transversal qui font rassembler sur le milieu de la courroie les parties les plus lourdes, tandis qu'un jet d'eau, arrivant de la partie supérieure du plan incliné, entraîne vers le bas les sables et matières plus légères. La pulpe est amenée sur la courroie par un distributeur dont la partie inférieure est une plaque de cuivre amalgamée, laquelle retient déjà une partie de l'or qui est enlevé de temps à autre et ajouté à celui provenant des plaques d'amalgamation. Quant aux concentrés restés sur la courroie et qui adhèrent plus ou moins au caoutchouc, ils sont lavés pendant le passage de celle-ci dans l'eau et tombent au fond du bac[1]. La puissance d'un frue vanners est de un demi-cheval. Les concentrés obtenus sur les frue vanners contiennent 30 grammes d'or et 60 grammes d'argent à la tonne. On les traite par voie sèche (coupellation). L'amalgame d'or est sorti du moulin une fois par mois, tandis que les plaques de cuivre sont nettoyées tous les deux jours. L'amalgame est distillé dans des fours à cloche qui seront décrits ultérieurement. En tout on extrait à Kremnitz 70 pour 100 de l'or contenu dans le minerai. La perte en mercure est de 8 grammes par tonne de minerai.

Un appareil de construction tout à fait récente est

1. Henry de Mosenthal, *Le traitement des minerais d'or aux mines de Witwatersrand* (*Transvaal*), communication faite à la Société de l'industrie chimique de Londres, le 16 avril 1894 (Revue technique).

le moulin de *Crawford* qui a figuré à l'Exposition universelle de Chicago et qui est représenté par la figure 43. Par la trémie A, le minerai arrive sur la table tournante F et de là entre les boules de fer E qui le réduisent en poudre. Une fois pulvérisé, il passe par les ouvertures N dans le réservoir G, rempli de mercure qui

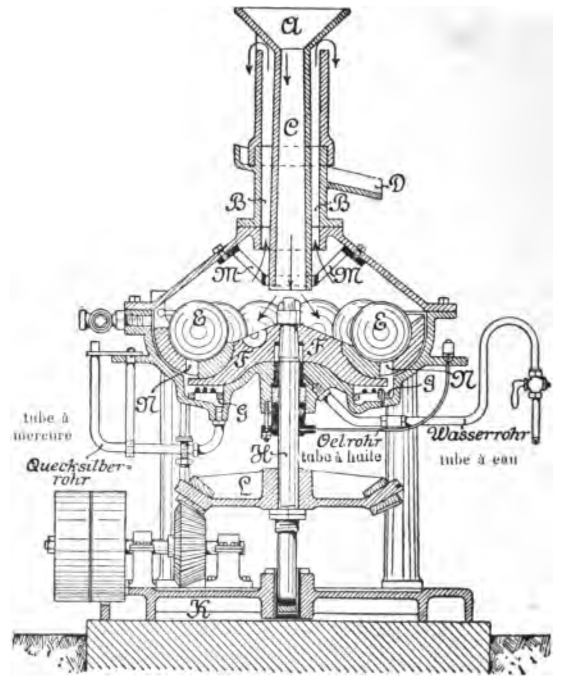



Fig. 43. — Moulin de Crawford [1].

retient l'or libre, tandis qu'un courant d'eau, entrant dans le moulin par la partie inférieure, ramène le minerai débarrassé de son or par les ouvertures N dans le moulin et de là dans l'espace annulaire B, d'où il sort par le haut de l'appareil et s'en va par la rigole D.

1. Schnabel, *Handbuch der Metallhuttenkunde*, Band I. Leipzig, 1894.

Un moulin qui tourne à 100 tours par minute travaille en 24 heures de 8 à 10 tonnes de minerai aurifère, et en extrait de 65 à 98 pour 100 de l'or contenu.

Tels sont les principaux types de moulins à or. Pour plus de détails nous renvoyons le lecteur à la troisième partie de l'ouvrage de MM. Cumenge et Fuchs.

**Amalgamation dans les bocards (Pochwerks).**

L'amalgamation dans les bocards (*pochwerks*) consiste à broyer le minerai aurifère dans des bocards et à introduire de temps en temps, pendant le broyage, du mercure aussi divisé que possible. Par le réglage de l'arrivée d'un courant d'eau ainsi que par l'établissement de l'ouverture de sortie à une distance convenable au-dessus du sol du bocard on arrive à faire adhérer le mercure au minerai broyé. La chute des pilons met le mercure en contact intime avec les particules des minerais, il se forme un amalgame qui se fixe dans les coins et au fond du mortier. On accentue considérablement l'amalgamation en disposant le long des parois du mortier des plaques de cuivre amalgamées sur lesquelles se fixent une partie de l'amalgame d'or et de l'or libre, ce dernier s'alliant au mercure des plaques de cuivre; le reste s'arrête à l'extérieur en passant sur d'autres plaques disposées à cet effet. On augmente le pouvoir amalgamateur des plaques en les enduisant d'un amalgame de mercure et de sodium.

L'or renfermé dans les sulfures (pyrite de fer, sulfure d'arsenic) se soustrait à l'amalgamation. Si donc le minerai, en dehors de l'or libre, renferme des sulfures aurifères (par exemple en Californie 1 à 6 pour 100, au Colorado encore davantage), le minerai, après son passage sur les plaques amalgamées, est amené par des rigoles elles-mêmes tapissées de plaques de cuivre amalgamées sur des appareils de concentration

(généralement des Frue vanners déjà décrits), où les sulfures se déposent sous forme de schlichs, qu'on traite par fusion, ou par grillage et chloruration, ou même quelquefois par grillage et amalgamation.

Les bocards ont été tout d'abord employés en Californie, d'où ils se sont répandus dans le monde entier.

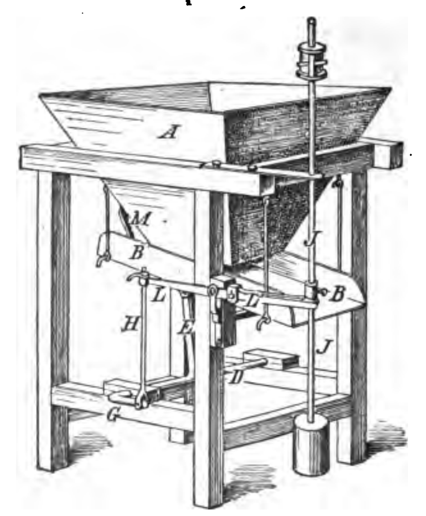



Fig. 44. — Tulloch's ore feeder [1].

*L'alimentation* ou l'introduction du minerai dans les bocards californiens (*Californian Mill*) se fait automatiquement, ce qui élève le rendement de 20 à 25 pour 100. Un des types les plus employés est les *Tulloch's ore feeder*, représenté par le croquis ci-contre (fig. 44). Cet appareil consiste essentiellement en une trémie A, au-dessous de laquelle est placée une feuille de tôle B à bords relevés suspendue, par quatre tirants en fer, au bâti en bois qui supporte la trémie. Cet organe, légèrement incliné d'arrière en avant, reçoit par un système

1. Schnabel, *Handbuch der Metallhuttenkunde*. Berlin, J. Springer.

de leviers H, J, L, L, une secousse brusque en arrière, lorsque le pilon central du mortier vient à frapper, par l'intermédiaire d'un taquet, sur une tige verticale munie d'un tampon en caoutchouc pour adoucir le choc. Un demi-ressort de voiture M, fixé à l'arrière de la plaque de tôle, renvoie celle-ci en avant, immédiatement après le choc, et lui donne ainsi un mouvement saccadé qui produit la décharge lente et régulière du minerai dans la batterie. Des écrous de serrage permettent de régler le jeu de cet appareil. D'ailleurs, comme c'est la chute même du pilon qui produit l'action, chaque fois que la couche de minerai devient trop épaisse sur le dé, le pilon ne descend plus assez bas pour frapper la tige du feeder et l'alimentation est automatiquement suspendue jusqu'à ce que la couche de minerai soit réduite à l'épaisseur qu'elle doit avoir pour la bonne marche.

*Description des bocards.* — Le bocardage dans les moulins à bocards californiens s'effectue à l'aide de pilons (*Stamps*). Le pilon consiste en une tige ou flèche (*Stem*), un taquet (*Tappel*), une tête (*Head*) et un sabot (*Shoe*) ; il travaille sur un dé (*Die*) dans un mortier (*Mortar*). Il est soulevé par une came (*Cam*) dont l'arbre est supporté par un bâti en bois. Le pilon est en fer forgé arrondi, le mortier est en fonte et fondu en une seule pièce, le sabot et le dé sont en fonte blanche, et depuis quelque temps en acier. Le tamis pour la sortie du minerai bocardé est en tôle de fer ou d'acier. L'ensemble de plusieurs pilons, généralement au nombre de cinq, se mouvant dans le même mortier, compose une batterie. Les tiges des pistons sont guidées dans leur mouvement vertical produit par l'intermédiaire de cames en développant le cercle au moyen de pièces de bois dur fixées par des boulons sur les entretoises du bâti.

Le minerai se charge, ainsi que nous l'avons dit, automatiquement.

La figure 45 indique la disposition d'un pareil bocard, *a* est le bâti fait en fortes poutres de bois ; *p*

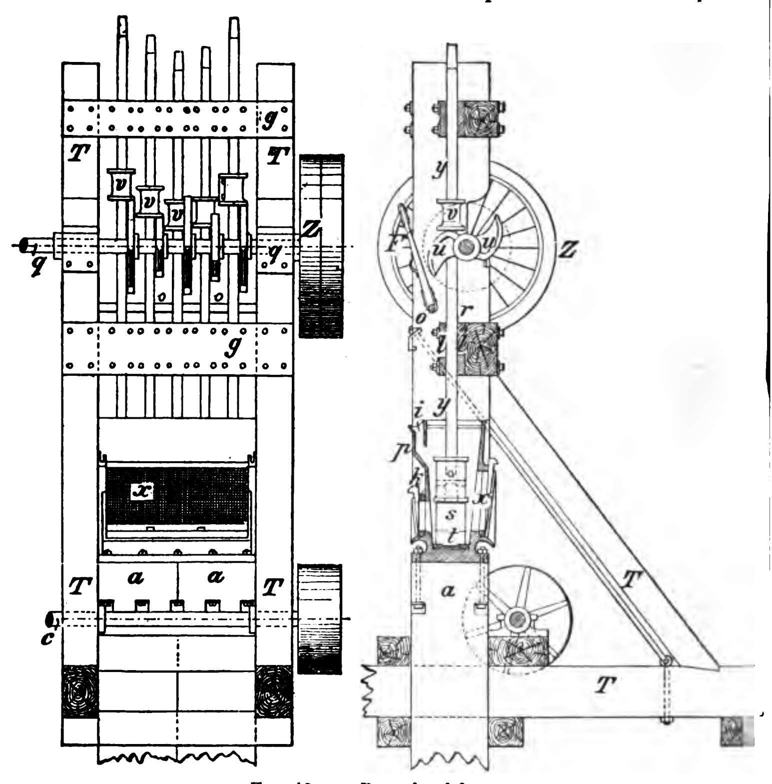



Fig. 45. — Bocard californien.

est le mortier, en fonte, dans lequel se trouve le dé (*Die*) *t*, en *i* on voit l'ouverture pour l'introduction du minerai. La sortie de la pulpe se fait par le tamis *x*, maintenu par les coins *k*; *y* est la tige, guidée par les pièces de bois *l l*, à sa partie inférieure se trouve un

cylindre en fer (*Head*) auquel est fixé le sabot *s*, *u u* sont les cames fixées à l'arbre de l'appareil. Elles soulèvent les tapets *v* et par conséquent les pilons. *F F* sont les supports (*Fingers*), disposés en arrière des pilons, destinés à maintenir ceux-ci suspendus à l'intérieur du mortier en cas de nettoyage ou de répara-

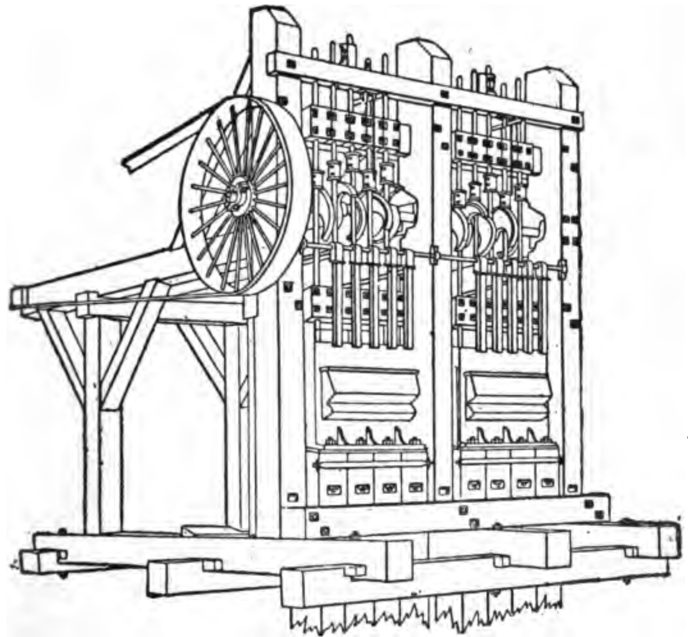


**Fig. 46. — Batteries de pilons californiens de Minas Geraes. (Figure empruntée à Ferrand, *L'or à Minas Geraes.*)**

tion; *q* est l'arbre muni de la poulie *Z*, le mouvement lui est communiqué par l'arbre *c*. *T T* font partie de la charpente du bâti, *g g* sont des poutres qui soutiennent le bâti et les guides.

Nous donnons ci-dessus la vue en perspective d'un

moulin californien, fonctionnant à *Minas Geraes* (Brésil) (fig. 46). Les batteries comprennent cinq pilons, pesant chacun 363 kilogrammes et donnant 80 coups par minute. Les batteries sont disposées de manière à marcher indépendamment les unes des autres; chacune a son arbre à cames propre, avec poulie reliée par une courroie à la poulie correspondante de l'arbre moteur principal, cette dernière est liée à un engrenage qui permet de la rendre folle ou fixe à volonté sur l'arbre, de telle sorte que, par un simple mouvement de levier, on peut arrêter une batterie de cinq pilons, tandis que les autres continuent à fonctionner.

Nous avons dit que, pour accentuer l'amalgamation, on dispose souvent le long des parois du mortier des plaques de cuivre amalgamées; c'est ce qui est indiqué sur la figure 47 reproduisant la coupe d'un mortier du *Witwatersrand.*

Nous voyons que les plaques d'amalgamation y sont placées sur les côtés avant et arrière. Quelquefois elles sont fixées un peu plus haut que dans le modèle représenté par le dessin et cela dans le but de les soustraire aux détériorations produites par le choc des pilons.

Le poids des pilons est de 300 à 400 kilogrammes. La hauteur de chute oscille entre $0^m,1016$ et $0^m,2286$. En *Californie* elle est en moyenne de $0^m,152$. Le nombre de coups par minute varie entre 60 et 96. Un pilon peut traiter en 24 heures de 1 à 4 tonnes. La consommation en eau par tonne de minerai varie de 2,300 à 4,500 litres. Le mercure est introduit de demi-heure en demi-heure ou d'heure en heure, en quantité suffisante pour rendre l'amalgame d'or pâteux afin de le faire adhérer aux plaques de cuivre. Chaque batterie de 5 pilons demande de 113 à 227 grammes de mercure en 24 heures.

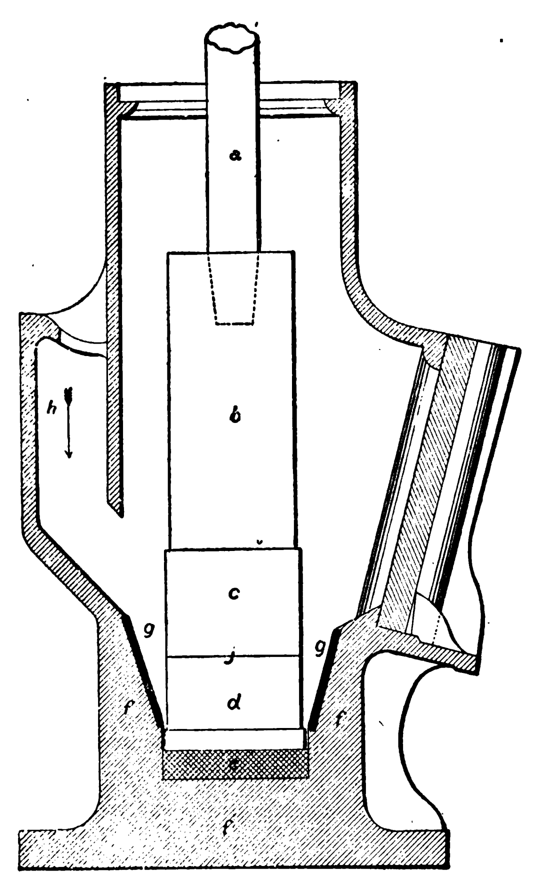



Fig. 47. — Coupe d'un mortier du Witwatersrand.

*a*, tige du bocard (en fer forgé). — *b*, tête (acier fondu). — *c*, sabot (acier forgé).— *d*, dé (acier forgé). — *e*, embase rapportée (acier). — *f*, mortier (fonte). — *g*, plaques d'amalgamation intérieures (cuivre). — *h*, arrivée du minerai.

Figure communiquée par M. Henry de Mosenthal.

On détache l'amalgame des plaques de cuivre à intervalles de quelques jours; parfois tous les quinze jours seulement. Le mortier retient de 1/2 à 2/3 de l'or, le reste est recueilli par les plaques extérieures. L'amalgame ne contient que des traces de plomb et de cuivre. Les pertes en mercure sont faibles. D'après Egleston, elles ne dépassent pas de $0^{gr},50$ à 2 grammes par tonne de minerai bocardé.

La pulpe, au sortir des bocards, passe sur des plaques amalgamées, dont la première, appelée *apron*, a une inclinaison de $0^{m},076$ sur $3^{m},657$, et une longueur de $1^{m},5$ à 2 mètres. Les plaques suivantes, disposées en forme de terrasse, ont généralement 1 mètre de long et $0^{m},304$ à $0^{m},457$ de large. Leur nombre dépend de la teneur du minerai et du rendement des pilons, il se réduit quelquefois à une seule.

Le moyen ordinaire de les préparer consiste à prendre des plaques de cuivre soigneusement nettoyées, et à les enduire de mercure, ou mieux d'un amalgame d'or. Quelquefois aussi on remplace ce dernier par un amalgame d'argent, auquel il se substitue peu à peu pendant les opérations.

Enfin, un troisième moyen consiste à argenter par la galvanoplastie des plaques de cuivre et à les couvrir d'une légère couche de mercure. Dans ce cas on emploie 1 once ($31^{gr},103$) d'argent par $0^{m^3},93$. Les plaques préparées de cette façon sont les plus actives, et dès le début. Le cuivre employé à cet effet doit avoir une épaisseur minima de $0^{m},0032$.

Il faut avoir soin de les nettoyer avant chaque opération : le cyanure de potassium enlève les matières grasses et le sel ammoniac les oxydes des métaux bas.

On enlève l'amalgame d'or au moins une fois par jour, et cela au moyen d'un couteau d'abord, puis

à l'aide d'une lame de caoutchouc qui laisse indemne la surface lisse. Une fois débarrassées de l'amalgame d'or, les plaques sont nettoyées au cyanure et enduites d'une légère couche de mercure.

*Installation de moulins à bocards.* — Nous représentons ici (fig. 48) l'installation d'un moulin à bocards au *Witwatersrand*[1]. Le minerai amené par des wagonnets passe au trieur grizzley, de là au concasseur Blake, puis, par un plan incliné, au distributeur automatique du bocard, d'où il tombe sur la table d'amalgamation. Les sulphurets sont amenés sur des frue vanners où ils sont concentrés. Chaque bocard peut débiter par jour de 4,5 à 5 tonnes de minerai, broyé assez fin pour passer à la toile 144 (144 mailles par centimètre carré), constituant la grille. Au mois de décembre dernier, la moyenne pour 52 moulins occupant 2,175 bocards a été de $3^t$,65 par jour et par bocard.

La puissance nécessaire pour la marche d'un bocard de 10 pilons pesant chacun 750 livres et tombant 90 fois par minute, est, d'après Egleston, de 6 chevaux-vapeur. Le concasseur exige 6 chevaux. Elle s'élève à 23 chevaux pour 20 pilons de même poids et frappant le même nombre de coups. La consommation en eau est de 72 gallons (327 litres) par pilon.

Le rendement en or est, d'après Egleston, de 70 pour 100. A Vulkoy (Autriche) il s'est élevé à 75 pour 100.

L'amalgamation dans les bocards est en usage en Californie, Nevada, Colorado, Montana, Dakota, Alaska, Australie (Victoria), Nouvelle-Zélande, Transylvanie et au Transvaal.

A *Homestake Mill* (*Dakota*), on traite des quartz et

1. Henry de Mosenthal, *Le traitement des minerais d'or aux mines de Witwatersrand* (Revue technique, 1894).

des pyrites aurifères, donnant de 20 à 25 francs d'or à la tonne, alors que les tailings retiennent pour $1^{k},25$ d'or avec des minerais oxydés et de 22,5 à 30 francs avec des minerais sulfurés. Deux moulins à bocards, de 120 et de 80 pilons pesant 425 kilogrammes mus par des machines à vapeur de 300 et 190 chevaux, et frappant de 80 à 82 coups par minute, traitent 800 tonnes de minerai en 24 heures, et donnent un rendement de 70 pour 100.

A *Nevada City* (Californie), on traite des minerais renfermant de 5 à 6 pour 100 de sulphurets. Les pilons, pesant 375 kilogrammes et frappant 93 à 96 coups à la minute avec une hauteur de chute de $0^{m},15$ à $0^{m},20$, bocardent 2 tonnes de minerai en 24 heures et retiennent dans le mortier 20 pour 100 de l'or amalgamé, le reste se dépose sur des plaques amalgamées. Les sulphurets concentrés par des frue vanners subissent un grillage chlorurant, et sont traités pour or par le procédé Plattner. L'argent en est retiré par le sulfate de soude.

A la *Sierra Buties Mill*, Sierra County (Californie), un moulin à 60 pilons de 425 kilogrammes, mu par une roue Pelton, traite par jour 140 tonnes d'un minerai renfermant 38 francs d'or libre et 1/2 pour 100 de sulphurets. Les plaques d'amalgamation ont une longueur totale de 73 mètres; elles retiennent 20 pour 100 de l'or libre. Les sulphurets renferment de 400 à 600 francs d'or, on les grille et on extrait l'or par le chlore.

Le plus grand moulin se trouve à *Douglas Island* (Alaska). Il comprend 240 pilons, dont 4 forment chaque fois une batterie. Ils sont disposés en deux rangées et pèsent 450 kilogrammes. Le minerai est un quartz renfermant de 25 à 30 francs d'or libre, et de sulphurets qui, concentrés par 4 frue vanners,

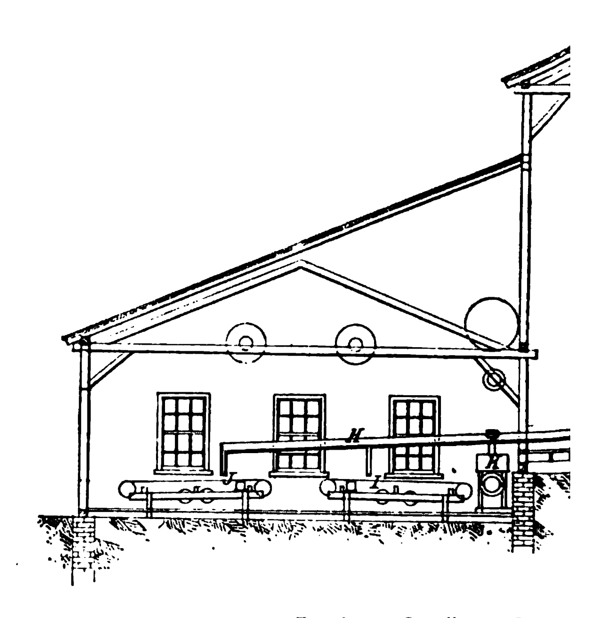
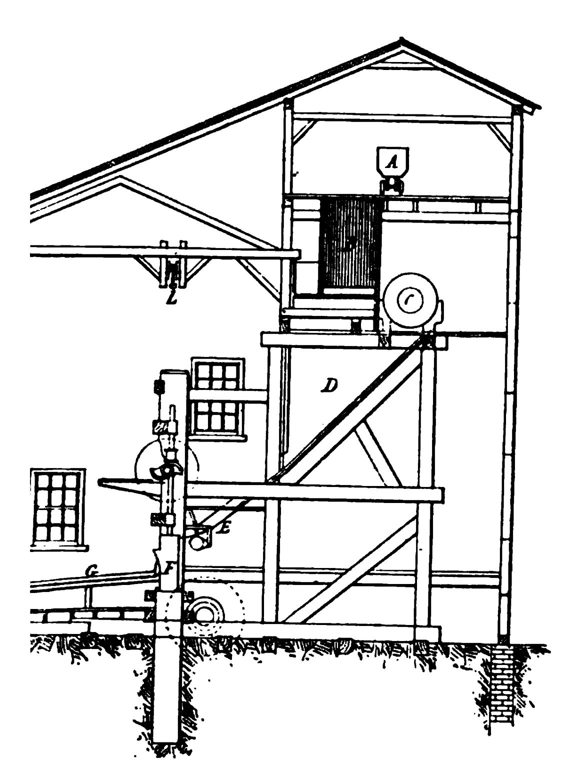



Fig. 48. — Installation d'un m

A, wagonnet à minerai, — B, trieur Grizzley. — C, concasseur. — D
G, table d'amalgamation. — H, can

Figure communiquée pa




ı à bocard au Witwatersrand.

a incliné conduisant le minerai au distributeur E. — F, bocard. —
›n bois, — I et J, Frue Vanners.

Henry de Mosenthal.

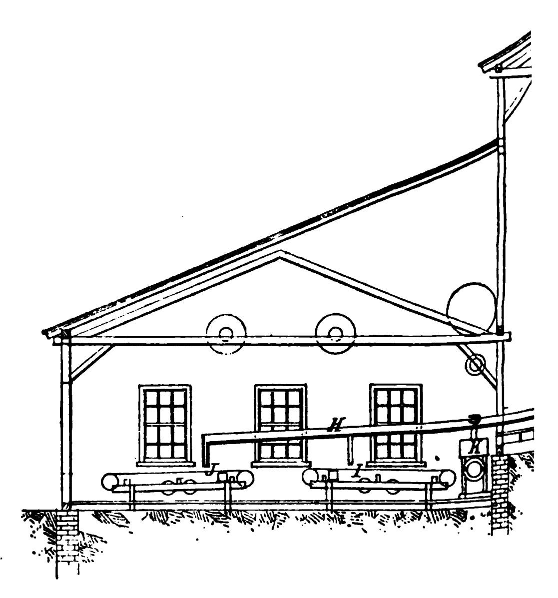
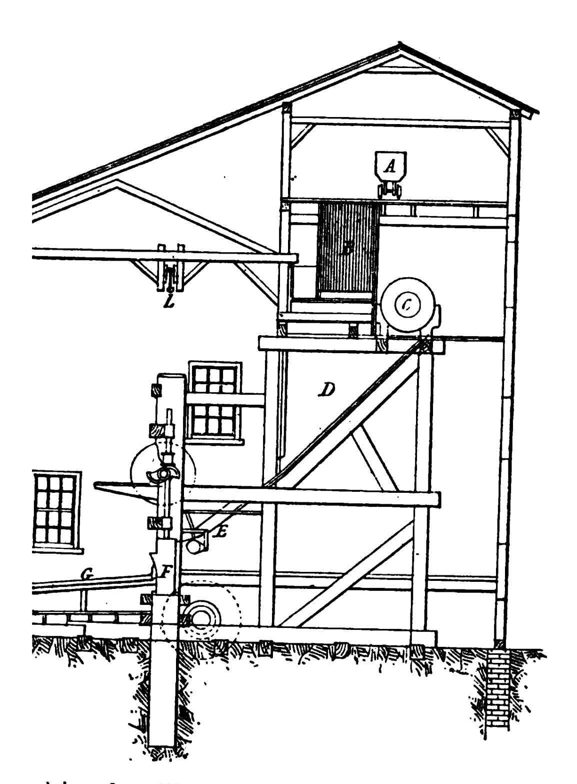



Fig. 48. — Installation d'un m

A, wagonnet à minerai, — B, trieur Grizzley. — C, concasseur. — I
G, table d'amalgamation. — H, ca

Figure communiquée p




ı à bocard au Witwatersrand.

a incliné conduisant le minerai au distributeur E. — F, bocard. —
n bois, — I et J, Frue Vanners.

Henry de Mosenthal.

donnent de 400 à 500 francs d'or. La main d'œuvre est faite par 30 ouvriers.

A *Vulkoy* (Transylvanie), 20 pilons, mus par 26 chevaux-vapeur, traitent journellement 35 tonnes d'un quartz pyriteux aurifère (teneur 30 grammes) et produisent 800 grammes d'or.

*Frais de traitement.* — Quant aux frais de traitement, ils sont très variables.

Le prix d'achat d'une usine moyenne de 20 pilons est d'environ 50,000 francs, et le prix des 8 concentrateurs s'élève à peu près à 25,000 francs.

D'après MM. Cumenge et Fuchs, ce moulin de 20 pilons, traitant 40 tonnes de minerai par 24 heures, dépense en tant que main d'œuvre, combustible, fournitures et usure, un total de 400 francs, soit 10 francs par tonne. En ajoutant les frais de traitement des concentrés, l'amortissement du matériel, les frais généraux, on peut dire, avec MM. Cumenge et Fuchs, que « le coût du traitement du quartz aurifère dans un moulin de 20 pilons, dont la consistance répond bien aux exigences d'une mine déjà importante et largement ouverte, s'élève à 14 francs par tonne de quartz traité »[1].

Toutefois, il faut insister sur les différences considérables qui découlent, pour le prix de revient, des conditions particulières de chaque moulin. Ainsi, aux *Black Hills* (Dakota), dans une usine de 120 pilons, le coût du traitement par tonne est tombé à 3 fr. 75 pour un minerai assez tendre qui n'a pas besoin d'être broyé très fin, et qui, vu l'absence de sulfures, ne comporte pas de concentration. En revanche, Egleston cite certains moulins de Californie, dont l'approvisionnement est irrégulier, où le prix de revient du traitement s'élève à 25 francs.

1. Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique*, Paris, Dunod.

## IV.

## Amalgamation après le Broyage.

L'amalgamation des minerais pulvérisés dans des bocards, plus rarement dans des arrastras, se fait dans des appareils de différents genres.

On emploie des mortiers, des tonneaux, des moulins, des « pans », des plaques métalliques amalgamées, et des « amalgamateurs. »

### Amalgamation dans des mortiers.

Ce genre d'amalgamation n'est employé qu'avec de faibles quantités de minerais aurifères, éventuellement de schlichs. C'est ainsi qu'en Transylvanie, aux environs d'Abrudbanya, de Vöröspatak, d'Isbita et de Kerpenyes, on rencontre à chaque pas un petit moulin à bocards avec table de lavage. Le minerai est finement broyé et on le lave sur des tables dormantes jusqu'à ce qu'il soit suffisamment enrichi pour être amalgamé. On le mélange ensuite intimement avec du mercure dans de petits mortiers en fonte à l'aide de pilons, jusqu'à former une pâte plastique où l'on ne distingue plus des gouttelettes de mercure. Par un lavage dans une sébile on sépare l'amalgame d'or des résidus et du mercure libre. Après plusieurs lavages à l'eau chaude on pétrit l'amalgame, en forme de petits morceaux de $0^{kg},5$, qu'on débarrasse de l'excédent de mercure en le comprimant dans une toile. L'amalgame ainsi obtenu renferme 40 à 65 pour 100 d'or.

### Amalgamation dans des tonneaux tournants.

Ces appareils ne sont que très rarement employés,

parce que le mercure se pulvérise facilement dans la grande quantité de masses stériles.

Les tonneaux d'amalgamation sont formés par de fortes barriques, bien cerclées, mobiles autour d'un axe horizontal constitué par deux tourillons fixés sur les fonds. Le tonneau était primitivement mis en rotation par une roue dentée montée sur un de ses fonds, et un pignon calé sur un arbre de couche desservant tout l'atelier, disposition qui a l'inconvénient de rendre tous les barils solidaires dans leur mouvement. Au Pelican-Mill (Colorado), on a remplacé les engrenages par l'embrayage à friction. Chaque tonneau peut ainsi être mis en marche et arrêté individuellement. A la fin de l'opération on réduit la vitesse pour faciliter la réunion du mercure.

A *Morro Velho* (Brésil), on traite en 24 heures un demi-mètre cube d'un minerai renfermant 2 kilogrammes d'or par mètre cube, et consommant 25 kilogrammes de mercure. L'amalgame obtenu contient 50 pour 100 d'or; la perte en mercure est de 1/5 du poids du précieux métal.

En *Sibérie*, on traite du sable aurifère enrichi par lavage. On le broie, le grille avec du sel marin, puis on le traite dans des tonneaux tournants, avec du mercure, de la limaille de fer et de l'acide sulfurique.

### Amalgamation dans des « moulins à amalgamer »

En usage principalement en Hongrie, les plus connus sont le moulin tyrolien et l'amalgamateur Laszlo.

Le *moulin tyrolien* (fig. 49) donne un rendement très faible, mais il permet de traiter à peu de frais, des sables ou des roches pulvérisées extrêmement pauvres. Dans un vase circulaire tapissé au fond d'une couche de mercure tourne, à 2 ou 3 centimètres au-dessus

du fond et avec une vitesse de 20 tours à la minute, un coursier, épousant la forme des parois, et évidé en cône à l'intérieur. Ce coursier, présentant une ouverture à son centre, pour laisser tomber le minerai, est muni, sur son cercle inférieur, d'une série de couteaux en forte tôle, simplement enfoncés dans l'épaisseur du bois, et qui viennent effleurer la surface du mercure et les parois de l'auge. A la sortie du bocard, l'eau chargée de minerai broyé entre dans le moulin par le canal figuré à la gauche de la figure, remplit le vide conique du coursier et descend sur la surface du mercure où les schlamms qu'elle dépose sont constamment brassés par les couteaux. Grâce à son mouvement giratoire, elle remonte le long des parois de la cuvette et en sort par un trop-plein placé sur le côté droit qui la conduit dans un second moulin situé au-dessous du premier. Au contact du mercure, les particules d'or sont amalgamées et sont retenues dans la masse du mercure. La marche est la même dans les moulins inférieurs qui sont généralement au nombre de deux.

L'amalgame est filtré à travers une peau de chamois deux ou trois fois de suite, puis distillé.

A *Nagybanya* (Transylvanie), le minerai en sortant du bocard passe successivement dans deux moulins tyroliens, renfermant chacun de 18 à 25 kilogrammes de mercure, dont la perte est égale de 1/2 à 1 fois le poids de l'or obtenu.

En un mois, 155 tonnes de minerai ont fourni 1,957 kilogrammes d'or avec une perte de $1^{kg},9$ de mercure ; en un autre mois, le traitement de 754 tonnes de minerai a donné 5,756 kilogrammes d'or, la perte en mercure s'élevant à $2^{kg},9$.

Aux environs de *Schemnitz* (Hongrie), on amalgame au moulin tyrolien des minerais plombeux argentifères

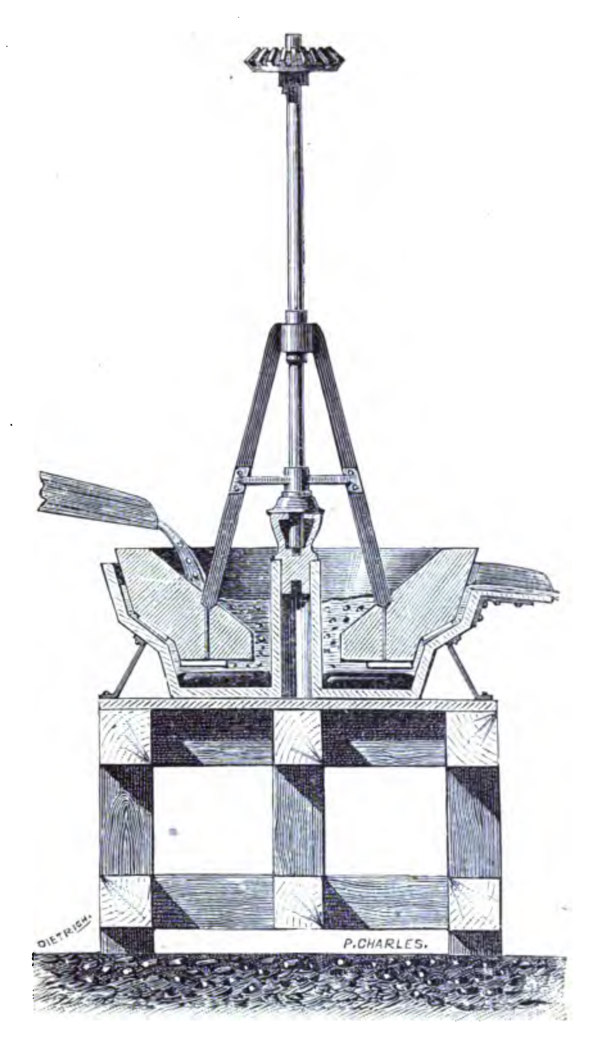



Fig. 49. — Moulin tyrolien.

renfermant $3^{gr},12$ à $6^{gr},55$ d'or à la tonne, et des minerais d'argent dont la teneur en or va de 30 à 40 grammes.

L'amalgamateur *Laszlo* est employé avec succès à Boicza, Ruda (Transylvanie). Les moulins, toujours disposés par groupes de deux, se composent d'une cuve en fonte *a* (fig. 50), dans laquelle on verse du mercure, et d'un coursier *b*, se composant de plusieurs compartiments, correspondant à autant de divisions de la cuve séparées par des anneaux *c* et *d* qui empêchent la sortie des particules d'or à amalgamer. La pulpe sortant des bocards est amenée par la rigole *f* à travers l'entonnoir *t* dans le premier compartiment formé par l'anneau *c*, après avoir traversé l'intervalle entre le fond du coursier et la surface libre du mercure. De là elle passe successivement par dessus *c* et *d* dans le deuxième et le troisième compartiment pour entrer par la conduite $f''$ dans le second moulin où elle décrira le même chemin que dans le premier.

De même que dans le moulin tyrolien, le coursier est muni de petits couteaux qui amènent les particules d'or au contact intime avec le mercure et préservent la surface de ce dernier de l'accumulation de schlichs. L'or, par suite de sa grande densité, est retenu par les anneaux *c* et *d* et est forcé ainsi à séjourner le plus longtemps possible dans l'appareil[1].

Le rendement d'un couple de deux appareils s'élève en moyenne à 2 tonnes de minerai en 24 heures. On retire l'amalgame des interstices tous les dix, vingt ou trente jours.

Comme exemple, citons l'installation des mines de *Füzesd Dreifaltigkeit*, près de Boicza (Transylvanie),

1. Schnabel, *Metallhuttenkunde*; Berlin, 1894, Band I, Julius Springer.

où l'on traite des quartz à or libre et des pyrites aurifères. La pulpe sortant de trois bocards entre dans deux amalgamateurs Laszlo dont les cuvettes ont respectivement 630 et 550 millimètres de diamètre, et sont à une distance verticale de 110 millimètres. Elles reçoivent 45 et 20 kilogrammes de mercure, et traitent en 24 heures 1,7 à 2 tonnes avec une perte en mercure de 30 à 35 grammes par tonne, et un rendement de 75 à 80 pour 100 de l'or contenu.

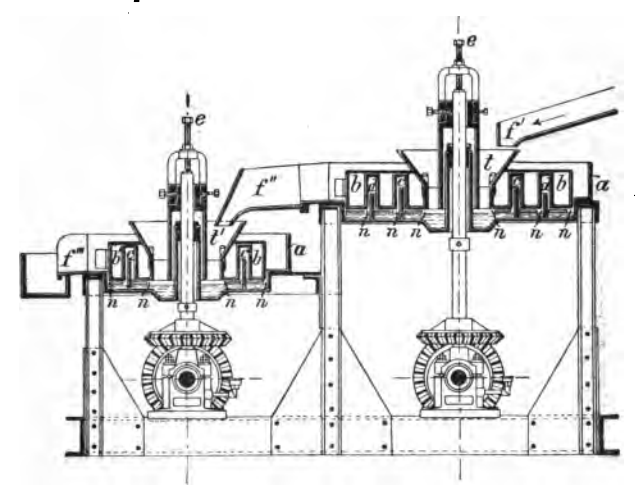



Fig. 50. — Amalgamateur Laszlo.

Un nouveau moulin à amalgamer qui n'a pas encore été essayé suffisamment dans la pratique est l'appareil *Piccard*. Il se compose de quatre cuvettes placées verticalement les unes dans les autres, la première et la troisième étant mobiles, les deux autres fixes. La cuvette supérieure est munie de dents sur le fond et sur les parois, les deux suivantes sont garnies à l'intérieur et à l'extérieur de nervures héliçoïdales qui

n'existent que sur les parois intérieures de la cuvette inférieure.

La pulpe, chargée dans la cuvette du dessus, tombe le long de l'axe dans la deuxième, puis, par dessus le bord de celle-ci dans la troisième, monte le long d'un cylindre également garni de nervures héliçoïdales, placé dans l'axe de l'appareil, et tombe finalement par le fond de ce cylindre dans la cuvette inférieure pour s'écouler par-dessus le bord de celle-ci.

Cet amalgamateur est employé dans une usine de traitement aux environs de *Boicza* ; on ne sait pas encore s'il donne des résultats avantageux.

**Amalgamation dans des moulins à cuve (pans).**

Les *pans* ou moulins à cuve sont destinés à recevoir la pulpe ou minerai broyé par les bocards pour achever la pulvérisation de cette pulpe à l'aide de surfaces broyantes s'usant d'une façon uniforme et faciles à remplacer, et surtout pour produire les réactions chimiques nécessaires à l'amalgamation, à l'aide des réactifs ajoutés et du mercure que le mouvement de la machine doit diviser en parcelles extrêmement tenues.

Dans le moulin d'*Idaho* (Grass-Valley, Californie), pour traiter les skimmings provenant du nettoyage du mercure dans l'Atwood-Amalgamator qui sera décrit un peu plus bas, on emploie un pan connu sous le nom de *Knox-pan*. Cet appareil consiste en une cuve en fonte ayant $1^m,270$ de diamètre en haut, $1^m,193$ en bas et une hauteur de $0^m,355$ (fig. 51), et de bras tournants garnis de sabots en bois ou, ce qui vaut mieux, en fer, pouvant se lever ou s'abaisser à volonté, qui font douze à quatorze tours à la minute. Les charges sont de 50 à 60 kilogrammes d'amalgame impur. Outre l'eau on ajoute de 5 à 7 kilogrammes de mercure. On broie pendant trois heures, la meule

étant abaissée, puis on rajoute de 2 à 3 kilogrammes de mercure et une certaine quantité de salpêtre, de sel ammoniac et de sulfate de cuivre. On introduit ensuite de la vapeur dans la cuve, de manière à porter la masse à une température variant de 71° à 93° et de faciliter ainsi les réactions chimiques, on élève la meule (*muller*), et on la fait encore tourner pendant

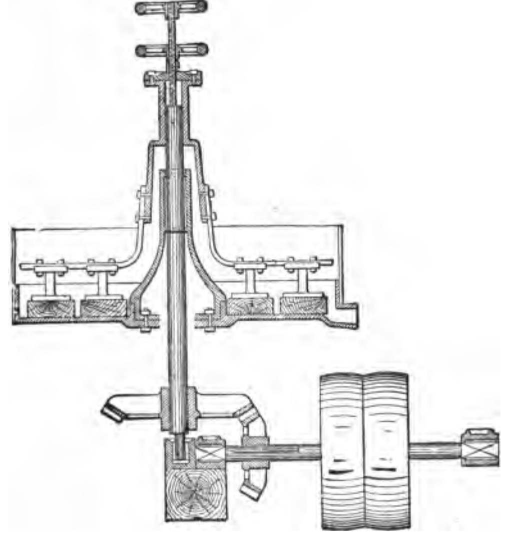


Fig. 51. — **Knox-pan**[1].

trois heures. On ajoute ensuite de l'eau jusqu'à remplir la cuve, et, après une nouvelle marche d'une demi-heure, on ouvre le canal d'écoulement pour le départ de tailings. L'amalgame est retiré de la cuve deux fois par semaine.

*Système Bos.* — Egleston[2] cite le moulin de *Gould*

1. T. K. Rose, *Gold Metallurgy*.
2. Egleston, *The Metallurgy of Silver, Goldand Mercury*.

dans le Montana où l'amalgamation se fait dans des moulins à cuve suivant le système *Boss*.

C'est un procédé continu d'amalgamation. Le minerai traité à cette usine est un quartz à grains fins avec inclusions argileuses, la teneur est de 1 gramme d'or et de 6 grammes d'argent. Après un broyage dans des bocards californiens, le minerai passe dans des moulins de broyage Boss de $1^m,066$ de diamètre et de là dans deux autres moulins de $1^m,524$ de diamètre et de $0^m,762$ de profondeur; où dans l'espace de 24 heures on ajoute 5 kilogrammes de mercure et 100 kilogrammes de sel (4 à 8 kilogrammes par tonne de minerai). La pulpe entre ensuite dans 4 cuves d'amalgamation, dont les meules font 68 tours à la minute, et de là dans des appareils de dépôts (*Settlers*), cuves circulaires présentant une partie centrale mobile, formée de 4 bras boulonnés sur le cône moteur, bras munis de sabots (*Shoes*), qui labourent le dépôt à mesure qu'il se forme, et par l'agitation qu'ils produisent, maintiennent la pulpe diluée en suspension et favorisent le dépôt et le rassemblement des particules de mercure et d'amalgame, qui s'écoulent par une légère dépression à l'intérieur du settler vers laquelle le fond s'incline dans toutes les directions. Un siphon, placé dans cette dépression, décharge le mercure à mesure qu'il se rassemble.

Les cuves et les settlers sont rangés sur une même ligne. Chaque cuve est reliée à la suivante par un tuyau adapté à la partie supérieure. La dernière cuve communique de la même façon avec le premier settler, celui-ci au deuxième et ainsi de suite. La pulpe qui sort des moulins de broyage entre donc dans la première cuve d'amalgamation pour sortir par le dernier settler.

Finalement elle est entraînée par des frue vanners pour la concentration des sulphurets.

La perte en mercure est évaluée à 1/8 — 1/4 par tonne de minerai. Les cuves d'amalgamation extrayent 73 pour 100 de l'or contenu et les frue vanners 5 pour 100.

### Amalgamation à l'aide de plaques métalliques amalgamées.

Les plaques d'amalgamation, ainsi que nous l'avons vu, sont en général employées dans le travail des moulins californiens. Mais il y a des cas où l'amalgamation dans les mortiers mêmes est si peu rémunératrice qu'on y renonce, pour recueillir l'or libre sur des plaques et enrichir les pyrites aurifères sur des *frue vanners*.

C'est ce qui a lieu à *Marysville* (Montana). L'installation comprend un moulin californien à 60 pilons, des concasseurs, des plaques de cuivre amalgamées et des *frue vanners*. Les tailings ne retiennent que 20 pour 100 de l'or contenu. Les schlichs des sulphurets recueillis sur les *frue vanners* ont une valeur de 4,000 à 5,000 francs par tonne, ils sont traités ultérieurement par voie sèche.

Au moulin *Idaho*, près de Grass-Valley (Californie), en emploie ce qu'on appelle l'« Eureka-Rubber », qui sert à débarrasser le *rusty-gold* de sa couche de matières étrangères et à amalgamer finalement l'or ainsi nettoyé (fig. 52). L'appareil comprend une caisse en fonte K à double fond formé de blocs de bois et de plaques de fonte *n* qui offrent une surface de frottement aux sabots *r*, munis de plaques de cuivre amalgamées et qu'on peut élever ou abaisser au moyen des tringles J. Le mouvement de translation est communiqué aux sabots-frotteurs par l'excentrique Z et la tige W.

On introduit dans l'appareil la pulpe provenant de

tables de lavage ou d'amalgamateurs Atwood. L'or est débarrassé de la couche argileuse et adhère aux plaques. Le reste va aux appareils de concentration[1].

Il existe un grand nombre de ces appareils, nous ne parlerons que des plus importants.

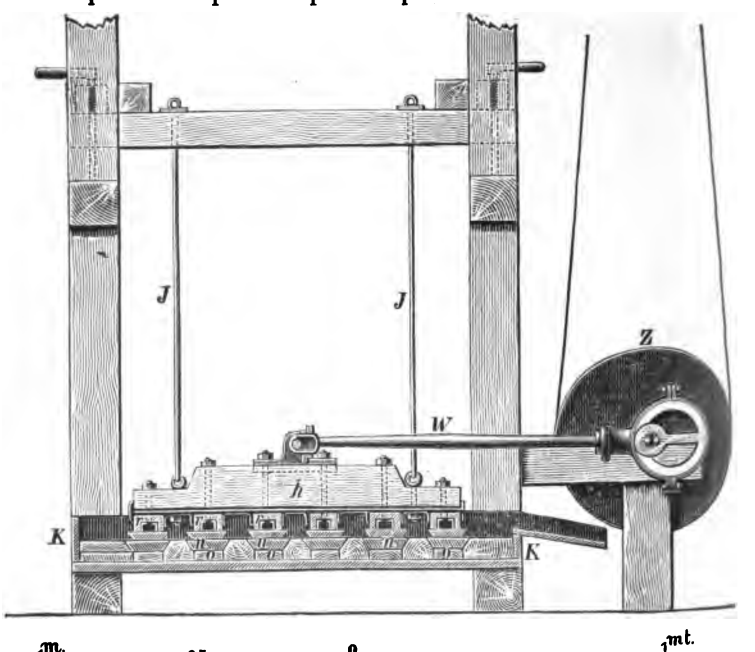



Fig. 52. — Eureka-Rubber.

### Amalgamation dans des « amalgamateurs ».

*L'amalgamateur Atwood*, employé avec succès au moulin d'*Idaho* (Grass-Valley, Californie), consiste essentiellement en deux auges cylindriques en bois *t t*.

1. Schnabel, *Metallhuttenkunde*, Berlin, 1894, Band I.

de $0^m,355$ de large, de $0^m,154$ de profondeur et de $0^m,482$ de longueur contenant chacune de 170 à 200 kilogrammes de mercure. Au-dessus de chaque auge tourne un cylindre en bois *c* de $0^m,203$ de diamètre et $0^m,457$ de longueur, garni de pointes en fer de $0^m,076$, légèrement recourbées à leur extrémité et passant aussi près que possible du mercure sans le toucher.

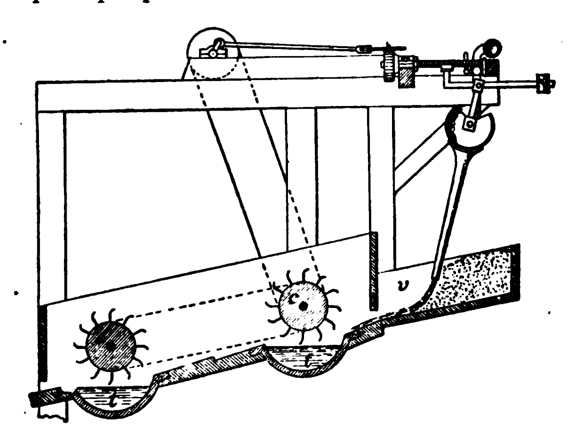



Fig. 53. — Amalgamateur Atwood.

Les cylindres sont à $0^m,90$ de distance; l'une des auges est à $0^m,15$ au-dessous de l'autre ; le fond incliné qui les relie présente, en son milieu, un ressaut ou *riffle*, rempli de mercure (fig. 53).

La matière broyée est chargée à la pelle dans la boîte *v*, d'où elle est enlevée régulièrement par un courant d'eau à la température de 40 à 50° centigrade, réglé par un ingénieux dispositif automatique qui permet de toujours diriger le jet contre la surface inclinée de la matière à mesure qu'elle est entraînée. Les cylindres, mus par des courroies, font 60 tours par minute.

En passant sur le mercure des auges ou du riffle, l'or libre est retenu, tandis que l'agitation constante, produite par les dents en fer des cylindres, facilite la suspension et l'entraînement des parties légères. Celles-ci, ainsi que les sulphurets aurifères, passent dans deux sluices garnis de plaques amalgamées, et de là dans l'*Eureka-rubber* précédemment décrit. Il est nécessaire d'entretenir la surface du mercure toujours propre et brillante; aussi enlève-t-on fréquemment les impuretés qui s'y accumulent, et ces *Skimmings* sont mis de côté pour un traitement ultérieur au knox-pan.

L'amalgame est retiré des auges et des riffles une fois tous les huit jours. L'or libre recueilli est ainsi réparti :

| | |
|---|---|
| Atwood amalgamateur.. . | 65,5 |
| Knox-pan. . . . . . | 26,0 |
| Eureka-ruber. . . . . | 4,5 |
| Plaques de cuivre. . . . | 2,0 |
| Riffle. . . . . . . . . | 2,0 |
| TOTAL. . . . . | 100,0 |

Le minerai du moulin d'*Idaho* est un quartz aurifère dont la teneur, d'après Egleston, a oscillé dans les 10 dernières années entre 60 et 100 francs à la tonne. On retire 75 pour 100 de l'or libre et 9,5 pour 100 de l'or des sulphurets qui valent 400 francs la tonne.

*L'amalgamateur Paul* est une auge en tôle galvanisée à parois planes et fond cylindrique. L'agitation est produite par une vis d'Archimède garnie de plaques amalgamées, qui fait de 70 à 100 tours à la minute. Le mercure se trouve au fond de l'auge.

*L'amalgamateur Crosby* consiste en un bac en bois à fond conique.

On le remplit au 1/3 de minerai mélangé qu'un agitateur mélange au mercure. Lorsque ce dernier a atteint un niveau déterminé, il s'écoule par une

ouverture dans des cuves, et traverse un filtre pour tomber dans une cuvette tendue de cuir, qu'on plonge dans une dissolution de cyanure de potassium. Le cyanure enlève les matières grasses et le mercure peut reservir. Au bout de 4 heures on sépare l'amalgame de la pulpe.

Plusieurs inventeurs ont essayé d'amalgamer l'or en faisant monter le minerai aurifère dans une colonne de mercure, tel l'appareil *Thenot* qui n'a pas encore subi d'essai pratique.

*Amalgamateur Thenot.* — L'appareil se compose d'une série de cuves placées les unes derrière les autres. Un tuyau de communication relie le fond de la dernière avec la tête de la première.

On les remplit de mercure jusqu'à un certain niveau. Une colonne d'eau pousse la pulpe successivement à travers le mercure des différentes cuves. Le réglage de la pression se fait par une soupape adaptée au tuyau de sortie de la dernière cuve.

Citons encore l'amalgamateur *Howard,* inventé en 1892 à Briobane (Queensland), qui est basé sur la force centrifuge.

### Amalgamation par le procédé Designolle.

Employé pendant quelques années à *Schemnitz* et *Ravaspatak* (Hongrie), ce procédé a ceci de caractéristique que le mercure est employé à l'état naissant — il est précipité par le fer d'une dissolution de chlorure de mercure —, et, comme tel, agit d'une façon plus efficace. Le minerai, grillé d'abord avec du sel marin, est traité dans des cylindres tournants en tôle, avec du fer et du chlorure de mercure. Le mercure précipité recueille l'or et éventuellement l'argent.

L'amalgame est recueilli dans des settlers, la pulpe passe sur des plaques amalgamées. Après distillation

de l'amalgame on régénère le chlorure de mercure, en traitant le mercure dans des vases d'argile d'abord par de l'acide nitrique puis par de l'acide chlorydrique.

Ce procédé extrait 90 pour 100 de l'argent, mais seulement 60 pour 100 de l'or. Les pertes en mercure sont considérables.

Cette raison et le danger de manier du chlorure de mercure toxique ont fait abandonner le procédé.

## V.

## Traitement de l'amalgame d'or.

**Nettoyage.** — Ordinairement tout l'amalgame de chaque partie du moulin est rassemblé et mis de côté pour procéder à son nettoyage. Le plomb et le cuivre sont les bas métaux qui prédominent dans l'amalgame. Le fer s'y rencontre également, il provient de l'usure des organes du moulin. La présence d'une certaine quantité de sulfures mécaniquement mélangés est assez fréquente.

Quelquefois on se contente de laver l'amalgame à l'eau chaude ou au carbonate de soude s'il est graisseux; puis on écume le fer et les impuretés qui viennent surnager à la surface. Un nettoyage plus complet se fait au *knox-pan* où un courant d'eau chaude entraîne les sulfures et les impuretés qu'on recueille pour les traiter à part. Lorsque la surface du mercure est bien brillante on filtre dans des sacs en toile.

L'amalgame des sacs façonné en boules est conduit dans des wagonnets en fer, à couvercle fermé à clef, jusqu'à l'atelier de distillation.

**Distillation.** — Pour la distillation on se sert de cor-

nues cylindriques en fonte, *retortes,* ordinairement accouplées par deux dans le même massif. La retorte a de $0^m,30$ à $0^m,35$ de diamètre intérieur, sa longueur varie de $1^m,20$ à $1^m,50$, et l'épaisseur de ses parois est de $0^m,037$. Elle pèse de 5 à 600 kilogrammes. Une embase à oreilles termine la cornue du côté du bouchon ou porte de chargement qui s'y applique et y est main-

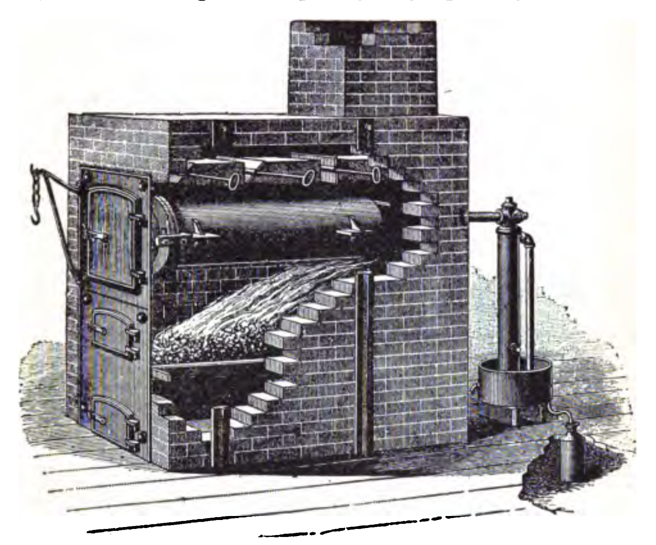


Fig. 54. — Distillation de l'amalgame [1].

tenue à l'aide de ferrures et de coins de serrage. Les surfaces en contact du bouchon et de la cornue sont enduites par des cendres de bois délayées dans l'eau, qui forment joint et empêchent la déperdition des vapeurs mercurielles. A l'extrémité opposée, des brides rattachent la cornue au tuyau de distillation, qui

1. Figure empruntée à Egleston, The Metallurgy of Silver, Gold and Mercury, in the United States. Vol. II. New York, 1887.

aboutit, après son passage dans le bassin refrigérant, au-dessus du bassin de réception rempli d'une certaine quantité d'eau dans laquelle tombent les gouttelettes condensées (fig. 54). Des pièces de fonte supportent la cornue dans le four de distillation. Quelquefois, en vue d'éviter le gondolement produit par la chauffe, on suspend les supports, en plus grand nombre, à des barres de fer reliées aux armatures du four; disposition qui permet d'élever ou d'abaisser les supports, à l'aide de boulons, pour ramener, autant que possible, la cornue à sa forme primitive.

On peut charger dans ces cornues de 100 à 600 kilogrammes de l'amalgame en boules de grosseur convenable, qu'on pose sur le fond et qu'on empile. Afin de prévenir l'adhérence de l'or, on badigeonne le fond et les disques en tôle qui séparent les boules d'amalgame pour faciliter le cassage de l'amalgame retorté, avec de l'argile ou des cendres de bois délayées ou encore avec un lait de chaux. Le foyer est généralement chauffé au bois. On chauffe lentement jusqu'au point d'ébullition du mercure et on maintient cette température pendant environ 2 heures. Puis, pendant une heure, on chauffe au rouge sombre. On laisse refroidir pendant 4 à 6 heures et on retire l'or de la retorte.

Les fumées mercurielles qui se produisent en ouvrant la cornue, même après son refroidissement, ont une influence fâcheuse sur la santé des ouvriers. Dans le moulin de *Lexingdon,* on envoie un jet de vapeur dans la cornue aussitôt que cette dernière est en connexion avec le condenseur qui, dans ce cas, est formé d'un bouilleur en tôle avec tubes, comme un condenseur de vapeur, de façon à avoir une grande surface de refroidissement. La vapeur et le mercure se condensent ensemble. Lorsque le mercure cesse de se

condenser on laisse le courant de vapeur continuer pendant une demi-heure de plus et la retorte peut alors être ouverte, quoique chaude, sans risquer de produire chez les ouvriers cette affection de la salivation provenant des vapeurs mércurielles.

La distillation de 500 kilogrammes d'amalgame consomme de $0^{m3},65$ à $1^{m3},80$ de bois. Dans une retorte on peut faire de 100 à 300 opérations. La perte en mercure est très faible : 0,5 à $1^{kg},25$ par tonne d'amalgame. L'or ainsi obtenu est en Californie au titre de 600 à 850 millièmes. On le fond dans des creusets avec du nitre et du carbonate de soude, puis on le coule dans des moules en fonte pour former des lingots réguliers *bricks*, dont le poids varie de 36 à 45 kilogrammes.

A *Consolitaded Virginia*, ces moules ont $0^{m},112$ de largeur, $0^{m},292$ de longueur et $0^{m},112$ de profondeur.

Dans les petites installations des États-Unis on distille quelquefois l'amalgame dans des creusets en fonte, avec couvercle en forme de disque légèrement bombé, d'où part un tube en fer recourbé auquel on visse un second tube droit en son prolongement. Une armature en arc vient se prendre sous le rebord de la cornue, et, par l'introduction d'un coin de fer entre la bride et le couvercle, on obtient une fermeture hermétique. Ces creusets peuvent renfermer de 4,5 à 26 kilogrammes d'amalgame. Les plus grands ont un diamètre de $0^{m},203$ en haut et $0^{m},152$ à la base avec une hauteur de $0^{m},3048$ ; les plus petits, ceux qui ne contiennent que $4^{kg},5$, ont des diamètres de $0^{m},099$ et $0^{m},079$, et une hauteur de $0^{m},107$. A *Minas Geraes* (mine Passagem), on effectue la distillation en chauffant des creusets de ce genre dans un four formé d'un simple foyer à grille.

En Hongrie, l'amalgame est placé sur des plateaux

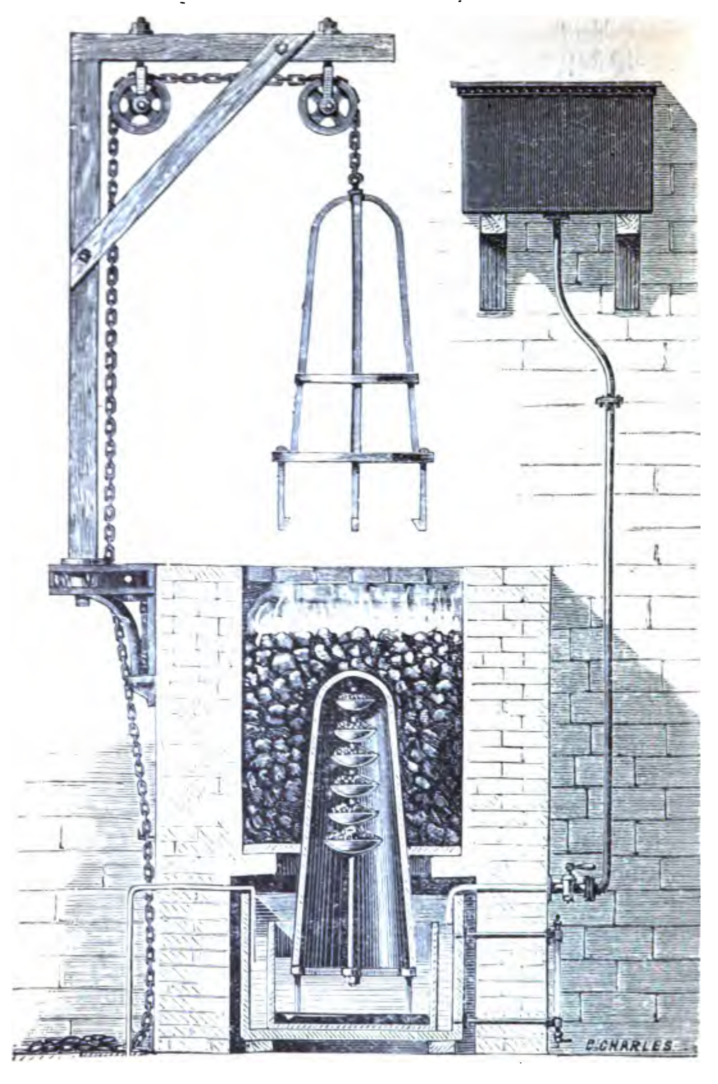



FIG. 55. — Cloche pour la distillation de l'amalgame.

de fer fixés les uns au-dessus des autres le long d'une tige de fer verticale supportée par un trépied au fond d'une cuvette pleine d'eau ; la tige est recouverte d'une cloche de fer entourée de charbon incandescent (fig. 55). La température élevée qui se développe sous la cloche suffit à volatiliser le mercure qui se condense dans l'eau de la cuvette. L'or reste dans les plateaux. La distillation dure 4 heures.

## VI.

## Extraction de l'or en le faisant passer à l'état de dissolution.

Jusqu'à présent il existe deux procédés qui consistent à dissoudre l'or des minerais : le procédé Plattner qui dissout l'or à l'état de chlorure et le procédé Mac-Arthur Forest qui le dissout par le cyanure de potassium.

Quand on a affaire à des minerais d'argent renfermant de faibles proportions d'or, on fait entrer ce dernier dans des sulfates doubles tels que le sulfate double d'or et de sodium :

$$3NaO, CO^2 + AuO, SO^3 + 4HO$$

D'après Russel, 1,000 centimètres cubes d'une dissolution de sulfate de soude dissolvent $0^{gr},002$ d'or.

Le procédé Plattner a l'avantage de s'employer dans beaucoup de cas où l'amalgamation ne réussit pas, surtout avec des minerais pyriteux.

Le procédé Mac-Arthur Forest, qui a été inventé il y a quelques années seulement, convient aux « *free-milling ore* » ; il peut également s'appliquer aux minerais pyriteux mais moins avantageusement que le procédé Plattner. Il y a, enfin, des minerais qui sont

:actaires à tous ces procédés, et qui laissent un te champ ouvert aux recherches métallurgiques.

**Procédé Plattner.**

*ᴾrincipe.* — Le procédé Plattner repose sur l'action chlore sur des minerais d'or humides, sur la lixi- tion du chlorure d'or formé, et sur la précipitation l'or métallique à l'aide du sulfate de fer, du char- ı de bois, de l'hydrogène sulfuré ou de métaux sul- és.

*Historique.* — Ce procédé a été proposé par Plattner 1848 pour extraire l'or de pyrites arsénicales gril- s, aux usines de Reichenstein (Silésie), et a été ›liqué en 1858 par Deetken au moulin de *Grass lley* (Californie). Depuis 1863 ce procédé a pris : grande importance aux États-Unis où il a subi sieurs modifications relatives aux appareils et à la nière de produire le chlore. D'Amérique, il s'est andu en Australie et au Transvaal, et a fini par s'in- duire en Autriche-Hongrie.

**Conditions de traitement des minerais.** — Les mi- ·ais qui sont traités par le procédé Plattner sont x qui résistent à l'amalgamation ; et notamment taines pyrites qui renferment l'or à un état très isé.

I y en a cependant d'où l'or n'est extrait par le ore que d'une façon très imparfaite.

Les conditions à remplir pour le traitement par ce cédé sont : l'absence de corps attaquables par le ore ; une fine répartition de l'or ; l'absence de corps ourant les parcelles d'or et empêchant ainsi l'accès chlore et l'emploi de chlore pur, exempt d'acide ›rhydrique.

Comme le chlore attaque les arséniures, antimo- res et sulfures, les minerais qui renferment ces

corps doivent être soumis à un grillage oxydant préalable qui élimine l'arsenic, l'antimoine et le soufre et transforme les métaux en oxydes. Dans ce grillage on ajoute généralement une certaine proportion de chlorure de sodium qui transforme en chlorures certains de ces métaux etrangers. On économise ainsi, pendant la chloruration, une certaine quantité de chlore libre.

Quelques minerais sont grillés pour devenir plus meubles et partant plus accessibles à la pénétration du chlore.

L'argent est transformé en chlorure d'argent qui enferme des parcelles d'or et rend leur chloruration difficile. Aussi la présence de l'argent est-elle un inconvénient.

Lorsque l'or se présente en gros grains, la chloruration se fait trop lentement.

Si le chlore renferme de l'acide chlorhydrique, cet acide agit sur des sulfures métalliques éventuellement encore présents, et produit de l'hydrogène sulfuré qui transforme le chlorure d'or en sulfure réfractaire à la lixiviation. L'acide chlorhydrique dissout en outre les oxydes métalliques.

Les appareils sont des cuves en grès, ou bien, comme dans les grandes installations des États-Uunis et de l'Australie, des bacs en bois goudronnés à double fond, ou des tonneaux tournants en bois ou en fer, doublés de plomb.

Le procédé Plattner est surtout répandu en Californie où l'on traite les *sulphurets* provenant des résidus de traitement aux moulins californiens des quartz aurifères et qui renferment 200 à 500 francs d'or à la tonne.

Voici la composition de ces résidus :

| RÉSIDUS | EUREKA ET IDAHO MINES Grass Valley | WASHINGTON MINE Mariposa Countz | BLACK BEAR MINE Klamath Countz |
|---|---|---|---|
| Cu. . . | 0,85 | — | — |
| Pb. . . | 0,78 | 1,50 | — |
| Au. . . | 0,02743 | 0,00914 | 0,0137 |
| Ag. . . | 0,0068 | 0,0035 | 0,0030 |
| Zn. . . | — | 1,34 | — |
| Fe. . . | 40,65 | 30,85 | 42,05 |
| As. . . | traces | — | 21,25 |
| S. . . | 32,80 | 31,33 | 25,10 |
| Si. . . | 12,64 | 33,30 | 10,35 |
| Al. . . | 0,10 | — | 0,85 |
| Mg. . . | 3,50 | — | — |
| O et pertes | 8,65 | 1,67 | 0,38 |

Le traitement direct des minerais par le procédé Plattner sans amalgamation préalable et concentration des sulphurets est plus rare ; citons cependant l'usine de *Mount-Morgan*, dans le Queensland (Australie).

Le procédé comprend trois phases distinctes :

1° Grillage des minerais ;

2° La chloruration de l'or et la lixiviation ;

3° L'extraction de l'or de la dissolution de chlorure d'or.

1° **Grillage des minerais.** — Ainsi que nous l'avons vu, le grillage a pour but de rendre l'or libre et de transformer les bas métaux en oxydes peu attaqués par le chlore. Il élimine pour ainsi dire complètement l'arsenic, l'antimoine et le soufre. Le produit grillé ne doit pas renfermer du sulfate ni du chlorure de fer, sels qui précipiteraient l'or de la solution chlorurée. La chaux et la magnésie absorbent, augmentent la consommation de chlore, en en absorbant une partie. Pour parer à cet inconvénient, on ajoute à la fin de

l'opération du sel marin pour transformer le calcium et le magnésium en chlorures sur lesquels le chlore n'agit plus pendant la chloruration. Dans ce cas, il ne faut pas chauffer à une température trop élevée afin d'éviter le départ du chlorure d'or qui aurait pu se former. La présence du cuivre influe beaucoup sur cette élimination, il ne faut donc ajouter le sel marin que lorsque tout le cuivre est transformé en oxyde. Egleston a montré que les pertes en or du grillage chlorurant peuvent être de 40 à 90 pour 100 de l'or contenu, elles atteignent leur maximum quand il y a présence de chlorure de cuivre. La volatilité du chlorure d'or, faible à 100° centigrades, croît facilement jusqu'à 250°, puis diminue jusqu'au rouge sombre, et augmente ensuite jusqu'au rouge blanc.

La quantité de sel à ajouter, la durée du grillage et la température varient suivant la nature du minerai.

Les appareils de grillage sont : le four à réverbère de construction variée, le four à réverbère continu (*Fortschaufelungsofen*) à une ou à plusieurs soles superposées, à sole elliptique, le four rotatif, le four Spence, etc.

Le meilleur est le four à réverbère continu à une sole avec portes de travail sur les deux côtés. Les fours à soles superposées sont également souvent employés, surtout en Californie. Les fours à sole circulaire sont difficiles à construire, sans avoir pour cela un avantage sur ceux à sole rectangulaire.

Pour le grillage de grandes masses, il est préférable d'employer les fours rotatifs, les fours O'Harra et les fours Spence. Le four à réverbère continu a généralement de 17 à 20 mètres de long, il traite en moyenne 3 tonnes en 24 heures.

A la mine *Treadwell* en Californie, on grille des pyrites dans un four Spence à 4 soles. Sur la troisième

sole on ajoute 3 pour 100 de sel marin au minerai dont la teneur est de 25 à 30 francs par tonne. Une opération dure 16 heures. En 24 heures, ce four traite 8 tonnes.

A *Amador County* (Californie), les usines Sutter Creek se servent d'un four à réverbère continu de $24^m,38$ de long et de $3^m,6$ de large. Les charges sont de 1 t. 1/4 à 1 t. 1/2; elles restent 8 heures au four.

Pendant que le minerai voisin du rampant est séché, celui du milieu est débarrassé en grande partie de son soufre, en même temps que le minerai près du pont est grillé à mort. On ajoute le sel marin (3/4 pour 100 du poids de la charge) dès qu'on n'aperçoit plus les flammes du soufre.

Aux usines *Providence*, près de *Nevada City* (Californie), le minerai est grillé dans des fours à soles elliptiques superposées, dont les axes ont $4^m,57$ et $3^m,66$. Le minerai, renfermant 600 francs d'or et 60 francs d'argent à la tonne, est séché par quantités de 5 tonnes au-dessus de la voûte de la première sole d'où il est précipité sur cette dernière, puis, toutes les 12 heures, on fait tomber 2 tonnes sur la sole inférieure, qu'on remplace immédiatement sur la première. Après 4 heures de séjour sur la sole inférieure, le minerai est additionné de 1 pour 100 de sel marin, puis on continue à chauffer pendant 4 heures et on retire la charge.

A la mine *Delore*, à *Ontario* (Canada), on dessèche d'abord le minerai en poudre dans un four rotatif, puis on le grille dans deux autres fours superposés, reliés entre eux par un tuyau de 6 mètres de long et de $1^m,219$ de diamètre. Les gaz chauds le traversent de bas en haut, le minerai chemine en sens inverse. On grille 10 tonnes en 24 heures.

Le grillage se fait à une température relativement

basse; ce n'est qu'à la fin qu'on chauffe fortement dans le but de décomposer les sulfates.

A sa sortie du four, le minerai grillé est d'abord mis en tas pour produire une chloruration secondaire; on l'étend ensuite sur une aire refroidisseuse. Après refroidissement complet, on l'humecte de 4 à 5 pour 100 d'eau et on le soumet à l'action du chlore, après avoir toutefois lessivé d'abord le chlorure d'argent et les sels solubles dans l'eau.

2° **Chloruration de l'or et lixiviation du chlorure d'or.** — La chloruration de l'or se fait soit dans des cuves fixes ou suspendues, soit dans des tonneaux tournants. Le chlore peut être préparé dans des appareils spéciaux ou bien produit dans les cuves mêmes par l'introduction dans le minerai des réactifs nécessaires à sa formation. Dans les tonneaux tournants qui sont fermés, on fait agir quelquefois le chlore sous pression. Nous allons successivement examiner les trois cas:

a) Chloruration d'une masse fixe avec préparation du chlore a l'extérieur des cuves. — Dans les petites installations les cuves sont en grès, dans les grandes, elles sont en bois goudronné.

C'est ainsi qu'à *Reichenstein* (Silésie), on employait des cuves en grès où l'on chlorurait des pyrites arsénicales grillées, renfermant de 0,0022 à 0,0024 pour 100 d'or. On introduisait le chlore par un tuyau en plomb traversant le couvercle et allant jusqu'au fond de la cuve, les charges étaient de 75 kilogrammes.

Le chlore était préparé à part dans un réservoir en argile dans lequel on introduisait $7^{kg},5$ d'acide chlorhydrique, $3^{kg},5$ d'acide sulfurique à 25° B, et $3^{kg},5$ de bioxyde de manganèse. Le gaz formé passait d'abord dans un flacon laveur où il abandonnait l'acide chlor-

hydrique entraîné, et de là dans les cuves de chloruration, et cela pendant 6 à 7 heures.

Puis on laissait reposer 12 à 15 heures et on procédait à la lixiviation du chlorure d'or avec de l'eau chauffée à 20° centigrades.

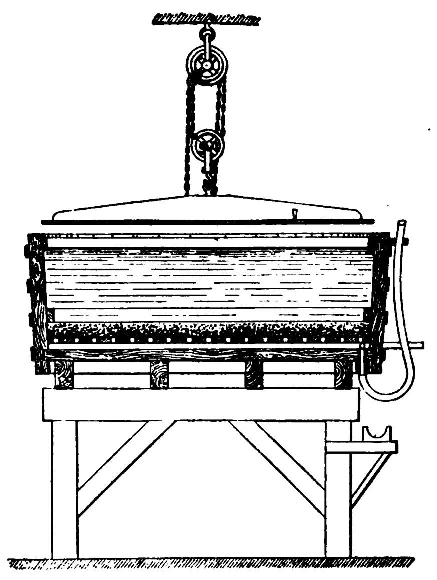


Fig. 56. — Cuve fixe [1].

Les cuves en bois sont fixes ou bien sont suspendues par des tourillons. On les badigeonne à l'extérieur et à l'intérieur d'une triple couche de goudron, d'asphalte ou de paraffine, qui les préserve de l'action du chlore.

Les cuves fixes sont cylindriques et ont un diamètre de $1^m,5$ à $2^m,7$, avec une hauteur de $0^m,76$ à $0^m,91$. A

1. Figure empruntée à Schnabel, *Handbuch der Metall huttenkunde.* Band I. Berlin, Julius Springer.

une distance du fond de 0$^{m}$,038 se trouve un faux-fond avec une couche de morceaux de quartz de 0$^{m}$,152 à 0$^{m}$,203 d'épaisseur surmontée d'une couche de sable de 0$^{m}$,05. Sur le sable on tend un filtre en toile (fig. 56).

Les dimensions de ces cuves sont données dans le tableau suivant :

| NOM DE LA MINE | DIAMÈTRE | HAUTEUR | CAPACITÉ en tonnes |
|---|---|---|---|
| | m. | m. | |
| Treadwell Mine (Alaska). . . | 2.7 | 0.914 | 5 |
| Amador (Californie). . . . | 2.59 | 1 » | 3.5 |
| Plymouth (Californie). . . . | 2.7 | 0.914 | 4 |
| Sierra Buttes (Californie). . . | 1.5 | 0.964 | 2 |
| Cailloti (Californie). . . . . | 2.438 | 1 » | 3 |
| Providence (Californie). . . | 1.828 | 0.762 | 3 |
| Malhmans (Californie). . . . | 1.5 | 1.2 | 2 |

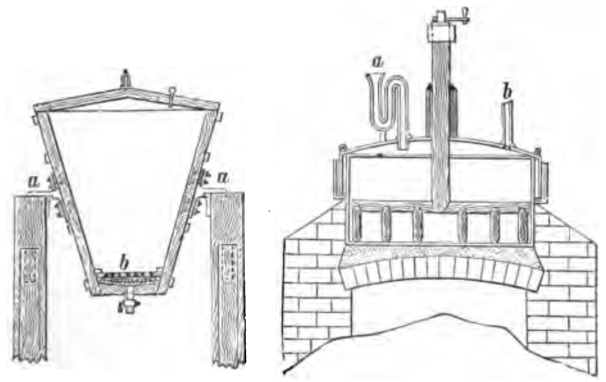



Fig. 57. — Cuve suspendue.

Les *cuves suspendues par des tourillons* sont représentées par la figure 57. On y distingue les tourillons

de suspension en *a*; *b* est une plaque trouée en grès, au-dessous de laquelle se trouvent des fragments de quartz. Des cuves de ce genre sont employées à *Grass Valley* en Californie, où elles ont 1 mètre de haut, un diamètre au milieu de $1^{m},5$ et renferment 3 tonnes de minerai.

Le minerai soumis à la chloruration doit avoir un certain degré d'humidité.

Quand il est trop sec, il n'est pas suffisamment attaqué; trop humide, il s'oppose à l'ascension du courant gazeux.

On commence par charger le minerai sur une hauteur de $0^{m},3$, puis on fait pénétrer le chlore dans l'interstice des deux fonds tout en continuant à charger le minerai jusqu'à $0^{m},50$ à 1 mètre au-dessous du bord supérieur. On ferme alors la cuve avec un couvercle muni de trous pour l'accès de l'air et la surveillance de l'opération, et qu'on lute avec une pâte d'argile. Suivant le degré de finesse de l'or, on laisse agir le chlore de 5 à 12 heures; on ferme ensuite le tuyau d'arrivée du gaz, on enlève le couvercle et on laisse macérer pendant 24 à 40 heures.

On passe ensuite à la lixiviation du chlorure d'or. A cet effet, on étale au-dessus du minerai de la toile de sacs qu'on asperge d'eau; on arrive de cette façon à une égale répartition de l'eau dans la masse.

La dissolution du chlorure d'or sort par le fond de la cuve, et est amenée par un tuyau de caoutchouc dans une rigole en bois, de là dans des bacs de clarification ou sur des sacs de filtration, et finalement dans les cuves de précipitation.

Egleston donne la composition d'une lessive claire provenant d'un minerai renfermant 815 francs d'or à la tonne.

| | GRAINS |
|---|---|
| Sulfate d'alumine. | 6.98 |
| Sulfate de magnésie. | 132.55 |
| Sulfate de plomb. | 4.16 |
| Sulfate de soude. | 426.62 |
| Chlorure d'or. | 10.44 |
| Chlorure de fer. | 0.32 |
| Chlorure de cuivre. | 8.95 |
| Chlorure de sodium. | 536 » |
| Silice. | 0.24 |
| Chlore libre. | 127.28 |

La lixiviation du chlorure d'argent se fait par le sulfate de soude ou de chaux et l'argent est précipité à l'état de sulfure.

A cet effet les cuves de lixiviation ont à *Providence-Works* (Californie) $1^m,9$ de diamètre et 1 mètre de haut; à *Meridiths' Works*, elles ont $1^m,8$ de diamètre et $0^m,99$ de haut.

b) Chloruration d'une masse fixe, le chlore étant produit a l'intérieur des cuves. — Ce procédé, inventé par l'ingénieur suédois *Munktel*, consiste à introduire le minerai grillé dans des cuves en bois à faux fond où on le traite par de l'eau chaude renfermant de faibles quantités d'acide sulfurique ou chlorhydrique, qui débarrasse le minerai de tout le cuivre et de la plus grande partie du fer.

Les solutions ainsi obtenues sont versées sur de la ferraille qui précipite le cuivre et un peu d'argent. Les résidus, dans les cuves, sont maintenant en état d'abandonner facilement leur or. On les traite par une solution de 0,6 à 0,7 pour 100 de chlorure de chaux, mélangée d'un volume égal d'acide chlorhydrique dilué de densité 1,002 à 1,003, ou d'acide sulfurique égale-

ment dilué. Le chlore qui se produit agit à l'état naissant sur l'or et l'attaque vigoureusement. On fait arriver le liquide jusqu'à dissolution complète de l'or, puis on jette les tailings.

On chauffe ensuite la dissolution à 160° par un courant de vapeur, et on précipite l'or par le sulfate ferreux.

Ce procédé a été appliqué de 1885 à 1888 aux usines de *Falun Cupper* en Suède, sur des taillings renfermant 3 grammes d'or à la tonne et n'en contenant plus que $0^{gr},25$ après l'opération. Les frais de traitement s'y élevaient à 9 francs par tonne de minerai.

c). CHLORURATION D'UNE MASSE MOBILE. — Elle se fait dans des tonneaux tournants.

On a abandonné, après bien des essais, le chlore sous pression employé par *Mears* à *Deloro* (Canada), et le chlore liquéfié employé par *Newberg* et *Vautin* à Mount Morgan (Queensland). Dans ce dernier cas la lixiviation du chlorure d'or se faisait dans l'air raréfié, ce qui, paraît-il, hâtait de beaucoup l'opération.

Aujourd'hui donc, on est revenu au chlore, à la pression ordinaire qui agit tout aussi bien, et n'attaque que très peu la doublure en plomb des tonneaux.

Ce procédé, appelé procédé *Thies,* est appliqué à *Amador City* (Californie), aux mines Phénix et Haile (Caroline du Nord) à Mount Morgan (Queensland), à Minas Geraes (Brésil), etc.

Les tonneaux sont en fonte, en fer et quelquefois, comme à Mount Morgan, en bois.

Ils sont doublés de plomb fixé aux parois au moyen de rivets. En Amérique le diamètre extérieur est de $1^{m},219$, le diamètre intérieur de $1^{m},016$. La longueur est de $1^{m},828$ à l'extérieur et $1^{m},271$ à l'intérieur. Ils contiennent 1 tonne de minerai.

On commence par introduire dans le tonneau l'eau nécessaire (610 à 635 litres), puis le minerai. Les réactifs pour la production du chlore sont introduits moitié tout de suite, moitié au commencement de la seconde phase de l'opération, qui dure de 4 à 8 heures.

On ajoute par tonne de minerai $11^{kg},5$ à $13^{kg},5$ de chlorure de chaux et $13^{kg},5$ d'acide sulfurique à 66° B. Cette introduction se fait par un trou d'homme. On fait tourner le tonneau à 12 tours par minute. Lorsqu'on perçoit l'odeur du chlore libre dans le tonneau, on laisse tourner celui-ci encore pendant 1 heure. Puis on vide le contenu dans un bac de filtration qui, en Californie, se compose de 3 compartiments rectangulaires en bois doublés de plomb. Le lit filtrant est formé de morceaux de quartz, de sable quartzeux et de sable fin. Le chlorure d'or, filtré, passe d'abord dans un bac de clarification et on lave le précipité jusqu'à ce que la liqueur filtrée ne renferme plus d'or. Après 16 heures de séjour dans les bacs de clarification, la liqueur est conduite dans les barillets de précipitation.

La figure 58 représente une coupe des appareils de chloruration de la mine de Passagem à *Minas Geraes* (Brésil). Le tonneau, qui a la forme d'un cylindre horizontal de $1^{m},20$ de diamètre sur $1^{m},80$ de longueur, est animé d'un mouvement de rotation horizontal autour de son axe. Il est recouvert intérieurement d'une couche de peinture métallique rouge, pour éviter une précipitation prématurée de l'or au contact de matières organiques. La trémie de déversement placée au-dessous est fixée invariablement aux poutres du plancher.

Le bac de filtration est une cuve rectangulaire en bois, à double fond ; le fond supérieur, faisant l'office de filtre, repose sur deux traverses en bois et se com-

pose d'un grillage en bois de trois centimètres d'épaisseur, d'une feuille de plomb percée de trous de un demi

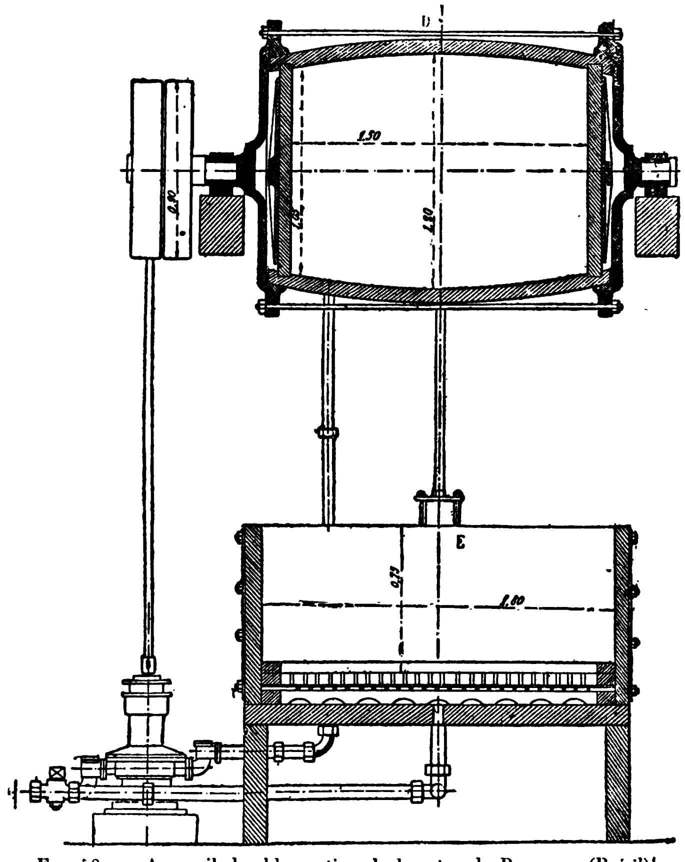



Fig. 58. — Appareil de chloruration de la mine de Passagem (Brésil)[1].

millimètre de diamètre, d'un nouveau grillage en bois dont les intervalles sont remplis de quartz blanc en

1. Figure communiquée par le *Génie civil*.

grains, et, finalement au-dessus d'une couche de un centimètre d'épaisseur de quartz fin.

Du fond inférieur de la cuve part le tube d'aspiration de la pompe, chargé de refouler la liqueur de filtrage jusque dans la cuve de réception.

3° **Extraction de l'or de la dissolution de chlorure d'or.** — Ainsi qu'on l'a vu, la lixiviation du chlorure d'or se fait dans les cuves de chloruration même quand elles sont fixes ; elle a lieu au contraire dans des bacs spéciaux munis de filtres, lorsqu'on se sert de tonneaux tournants.

Pour hâter la séparation de la lessive, Suttin a proposé l'emploi de la force centrifuge essayé aujourd'hui à *Mount Morgan* (Queensland).

La précipitation de l'or se fait le plus souvent au moyen du sulfate de fer ou du charbon de bois. Dans ces derniers temps on a également employé l'hydrogène sulfuré.

Le *sulfate de fer* est fabriqué à l'usine même, en dissolvant du fer dans de l'acide sulfurique. L'opération se fait dans des bacs en bois, à fond évasé. Le diamètre supérieur est de $1^m,676$ à $1^m,981$ ; le fond a un diamètre de $1^m,981$ à $2^m,134$. La hauteur varie de $0^m,606$ à $0^m,914$. Le fond est fait de ciment de Portland ou d'un mélange d'asphalte chauffé et de ciment.

Pendant l'addition de la dissolution de sulfate de fer, on remue la liqueur au moyen de baguettes de bois. On couvre ensuite le bac et on laisse déposer le précipité pendant 12 heures, quelquefois même 2 ou 3 jours. La liqueur est ensuite décantée dans des barillets de clarification pour être soumise à une filtration ultérieure à travers de la sciure de bois ou du sable, pour recueillir les dernières particules d'or.

Le précipité d'or est lavé, puis traité par de l'acide sulfurique et du chlorure de sodium pour l'élimination

du sulfate de fer. On le comprime ensuite dans une toile, pour le débarrasser de l'eau, et on le fond finalement dans des creusets en graphite avec du sel, du borax et du nitre. On obtient ainsi de l'or au titre de 800 à 960 millièmes.

Ainsi que l'a montré Suttin, le précipité d'or se rassemble rapidement par l'addition de pétrole et en faisant intervenir la force centrifuge.

Le *charbon de bois* est employé dans quelques usines pour la précipitation de l'or. La liqueur de chlorure d'or traverse une couche de poudre de charbon de 0m,711 d'épaisseur; reposant sur un filtre de quartz. D'après Davis, la précipitation de 19 grains un quart d'or exige 240 grains de charbon. Au *Mount Morgan*, les barillets de filtration ont une forme conique et renferment de 330 à 510 litres de charbon. Le charbon tenant l'or est séché à l'air et calciné au mouffle. Les cendres sont lavées, séchées et fondues au creuset, elles renferment 75 pour 100 d'or.

Depuis quelque temps on a remplacé les deux réactifs précités par de l'hydrogène sulfuré. C'est ainsi qu'à Deadwood (Dakota) on commence par éliminer le chlore libre restant dans la solution de chlorure d'or, à l'aide de l'acide sulfureux :

$$2Cl + SO^2 + 2H^2O = H^2OSO^3 + 2HCl$$

Puis on ajoute de l'hydrogène sulfuré qui précipite l'or à l'état de sulfure :

$$2AuCl^3 + 3H^2S = Au^2S^3 + 6HCl$$

Le précipité de sulfure d'or qui renferme du soufre, des sulfures d'arsenic et d'antimoine est d'abord grillé dans des mouffles, puis fondu dans des creusets avec du nitre et du borax. L'or obtenu par ce procédé a un titre de 900 à 950 millièmes.

Installation d'une usine de chloruration. — Comme

exemple de chloruration nous allons décrire l'installation de la mine *Robinson* (Witwatersrand, Transvaal), où l'on traite des concentrés sulfureux qui ont subi un grillage préalable pour l'élimination du soufre et de l'arsenic, et transformer tous les sulfures en oxydes.

Ces concentrés grillés et humectés sont introduits dans des baquets en bois munis d'un faux fond en briques, cailloux et sable, formant filtre. Les baquets sont fermés par un couvercle à joint hydraulique, et on y fait arriver, par la partie inférieure, du chlore dont on laisse l'action s'opérer pendant 24 heures. La figure 59 montre à gauche les bacs de chloruration et les générateurs du gaz. La solution est recueillie dans des réservoirs de précipitation indiqués au milieu de la figure. La précipitation de l'or se fait au moyen du sulfate de fer fabriqué sur place.

Le liquide qui reste après la précipitation de l'or contient encore $1^{gr},55$ à $3^{gr},10$ d'or à la tonne ; ce qui s'explique par l'action dissolvante du chlorure de fer $Fe^2Cl^3$, annulant en partie le pouvoir précipitant du sulfate. Pour extraire l'or, on fait écouler la liqueur dans un autre réservoir, figuré à la droite de la figure, où elle séjourne au contact de fer en morceaux qui transforme peu à peu le chlorure ferrique en chlorure ferreux. La liqueur devient neutre et l'or est précipité en même temps que des traces de cuivre, de plomb et d'arséniate basique de fer.

**Considérations économiques.** — Il est très difficile de donner le prix de revient de la chloruration ; il dépend d'une série de considérations, et tout d'abord de la situation géographique de la mine où elle est employée, de sa distance aux centres d'approvisionnement, la nature du minerai a également une grande influence. Pour donner une idée des frais de traitement, nous citerons l'exemple de *Rapid City Mill* (Dakota):

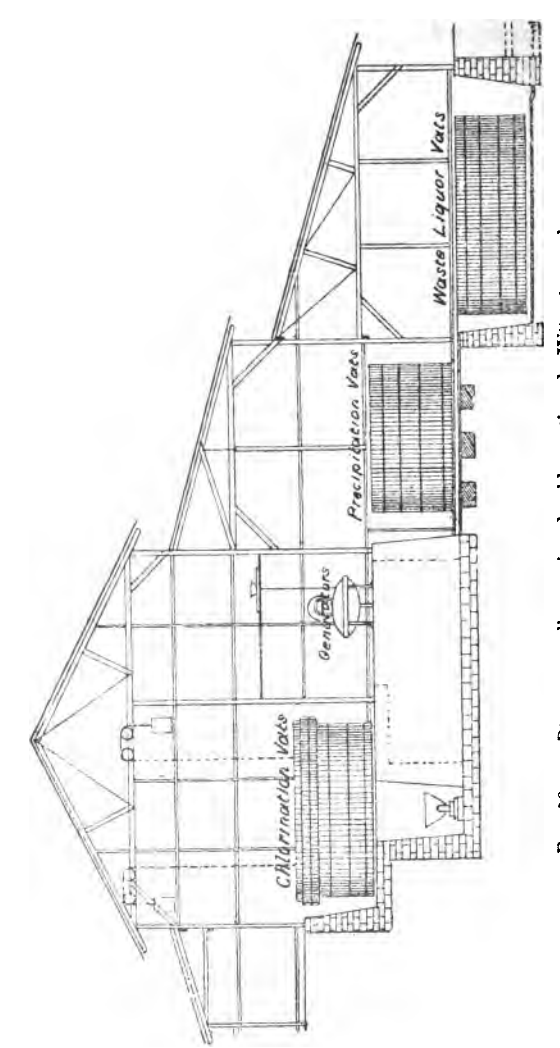



Fig. 59. — Diagramme d'une usine de chloruration de Witwatersrand.

A gauche, bacs de chloruration et générateurs ; au milieu, bacs de précipitation ; à droite, bassins recueillant les liqueurs épuisées.

Figure communiquée par M. Henry de Mosenthal.

| | | |
|---|---|---|
| Broyage | $ 1.177 | par tonne. |
| Grillage | 1.294 | — |
| Chloruration et lixiviation | 1 780 | — |
| Précipitation, etc. | 0.371 | — |
| Frais généraux | 0.569 | — |
| Total par tonne | $ 5.191 | |

A la mine *Haile Gold* (Caroline du Sud), les frais de chloruration se répartissent de la façon suivante :

GRILLAGE DU MINERAI CONCASSÉ.

| | | | |
|---|---|---|---|
| Bois | $ 0.70 | par tonne. | |
| Main-d'œuvre | 2 » | — | |
| | $ 2.70 | | 2.70 |

CHLORURATION.

| | | | |
|---|---|---|---|
| Chlorure de chaux | $ 0.30 | — | |
| Acide sulfurique | 0.30 | — | |
| Main-d'œuvre | 0.45 | — | |
| Préparation du chlore (main-d'œuvre) | 0.50 | — | |
| Puissance motrice | 0.12 1/2 | — | |
| Acide sulfurique pour sulfate de fer | 0.12 1/2 | — | |
| Usure | 0.10 | — | |
| Surveillance | 0.05 | — | |
| | $ 1.95 | | 1.95 |
| Total | | | $ 4.65 |

## Extraction de l'or par le Brome.

L'emploi du brome, préconisé par Wagner et Föhr, n'a pas trouvé d'application durable, à cause du prix élevé de ce réactif.

Wagner traitait des déchets de pyrite ou de sulfure d'arsenic, à l'aide de l'eau de brome, et faisait arriver un courant d'acide sulfureux dans la liqueur séparée des résidus par filtration:

Il se formait du bromure de fer qui, après l'élimination de l'excès d'acide sulfureux, en faisant bouillir la liqueur, provoquait la précipitation de l'or.

### Traitement des minerais tellurés.

A Schemnitz (Transylvanie), on traite ces minerais à chaud par de l'acide sulfurique concentré, et on porte ensuite la masse dans de l'eau acidulée par de l'acide chlorhydrique. Le tellure se dissout; on le précipite par le zinc. L'or reste dans les matières insolubles qu'on fond avec de la litharge pour traiter le plomb d'œuvre par coupellation.

### Procédé Mac Arthur-Forrest.

*Généralités.* — Ce procédé, appelé procédé « au cyanure », repose sur le passage de l'or dans une dissolution étendue de cyanure de potassium et la précipitation de l'or du cyanure double d'or et de potassium à l'aide du zinc.

Inventé en 1890 par Mac Arthur et Forrest, ce procédé a été introduit dans une série d'usines du Witwatersrand, et essayé en Australie (Queensland, Victoria) à la Nouvelle-Zélande.

La cyanuration convient surtout aux « *free milling ores* », c'est-à-dire aux minerais qui abandonnent facilement leur or au mercure. Mais si ces minerais renferment l'or en gros grains, ou s'ils sont trop riches en or, le procédé n'est plus avantageux, parce que les gros grains ne sont attaqués que très lentement, et que les minerais riches retiennent trop d'or.

Le procédé est employé avec beaucoup de succès au Transvaal.

Là, la masse formée par les parties les plus légères de la pulpe qui, à sa sortie du moulin à or, s'écoule par des sluices en bois dans les bassins de dépôt où s'effectue la précipitation des particules solides qu'elle contient. Cette masse solide, appelée *Tailings*, doit être divisée en deux parties, les *tailings proprement dits*, qui comprennent les particules les plus lourdes

et se déposent sous la forme d'un sable très fin, et les *slimes* ou parties les plus légères qui vont se déposer plus loin. Ces slimes, une fois séchés, se présentent sous la forme d'une poudre impalpable, et proviennent soit d'un broyage exagéré, soit des parties argileuses contenues dans le free milling extrait de la région supérieure des filons.

Les tailings, qui représentent environ 60 pour 100 de la masse primitive du minerai, ont une teneur en or qui varie de $6^{gr},22$ à $10^{gr},85$ à la tonne. On les traite par le cyanure. Quant aux slimes, leur teneur varie de $4^{gr},66$ à $7^{gr},75$ et leur traitement présente des difficultés presque insurmontables avec les moyens actuels.

**Dissolution de l'or.** — Faraday déjà a montré que l'or pouvait se dissoudre dans le cyanure de potassium.

D'après Elsner, cette dissolution ne se fait qu'en présence de l'oxygène :

$$2Au + 4KCy + O + H^2O = 2KAuCy^2 + 2KHO$$

D'après Mac Arthur et Janin, la présence de l'oxygène n'est pas nécessaire :

$$Au + 2KCy + H^2O = KAuCy^2 + KHO + H$$

Comme la quantité d'oxygène nécessaire est très petite (15,96 parties d'oxygène pour 396,6 parties d'or), on peut admettre que l'oxygène contenu dans la masse des minerais pulvérulents est en quantité suffisante pour produire cette réaction.

Théoriquement il faut 130,04 parties de cyanure pour 196,8 parties d'or. Il paraît donc qu'il suffirait de 2 parties de cyanure pour 3 d'or.

En réalité, avec des minerais de teneur moyenne ou basse, il faut pour 1 partie d'or 40 de cyanure et cela par suite de la facile décomposition du cyanure, influencée encore par les éléments composants de certains minerais. C'est ainsi que le cyanure est décom-

posé par l'acide carbonique, l'oxygène de l'air, les alcalis caustiques, l'acide sulfurique, le sulfate de fer.

L'argent, le zinc et le cuivre sont également dissous par le cyanure. Mac-Arthur et Forrest prétendent que les solutions étendues (0,2 à 0,8 pour 100 de KCy) ne dissolvent que l'or et l'argent, et n'attaquent que très faiblement les bas métaux. D'après Butters et Clennel le sulfure de cuivre est transformé en sulfo-cyanure.

La lixiviation se fait dans des bacs en bois à section circulaire.

Le filtre qui forme la partie supérieure du double fond se compose de lattes entrecroisées, recouvertes par une épaisseur de nattes en bourre de coco.

Entre le fond et le faux-fond on a placé une couche de galets et de sable. La lessive sort par un tuyau adapté au fond du bac (fig. 60).

La capacité des bacs est de 75 tonnes de minerais à la mine Robinson (Transvaal) et de 400 tonnes et au-dessus à New-Primrose Mine (Transvaal).

On traite d'abord par une solution relativement forte (0,6 à 0,8 pour 100 de cyanure), qu'on fait agir pendant 12 heures, puis on la remplace par une nouvelle solution de même degré qu'on fait agir encore pendant 6 à 12 heures, suivant la teneur du minerai. On fait écouler cette solution et on la remplace par une autre plus faible (0,2 à 0,4 pour 100) agissant pendant 8 à 10 heures. A la lixiviation par le cyanure suit celle par de l'eau, après laquelle on retire les résidus des bacs.

En moyenne, on consomme par tonne de minerai un demi litre de la solution forte et autant de la solution faible.

Quant on a à traiter des minerais riches, on fait passer la même solution dans plusieurs bacs, on obtient ainsi une lessive plus riche en or, qui éprouve

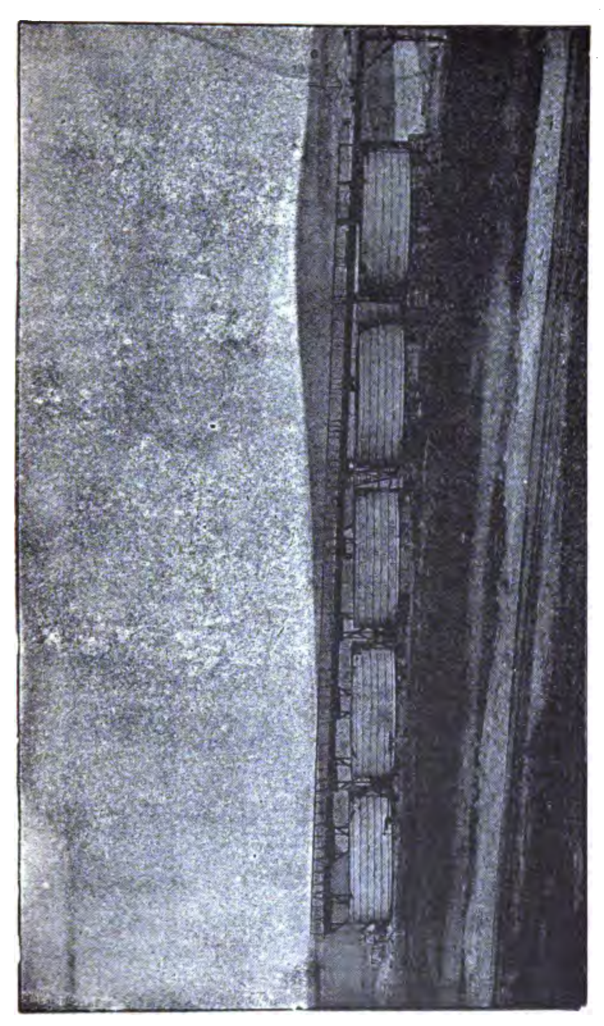


Fig 60. — Bacs de cyanuration de la « Wolhuter G. M. C° » Witwatersrand.

moins de pertes en cyanure au moment de la précipitation de l'or.

La dissolution de cyanure de potassium se prépare en dissolvant le cyanure du commerce (72 à 78 pour 100 de cyanure pur) dans le moins d'eau possible, et en mélangeant cette solution concentrée avec de l'eau de lavage des opérations antérieures jusqu'à avoir le degré de dilution voulu.

**Précipitation de l'or.** — Jusqu'à présent c'est le zinc sous forme de copeaux qu'on emploie pour précipiter l'or de la dissolution de cyanure :

$$2KAuCy^2 + Zn = K^2ZnCy^4 + 2Au$$

D'après cette formule il suffirait de 65$^{gr}$,1 de zinc pour précipiter 393$^{gr}$,6 d'or. En réalité il faut 453 grammes de zinc pour la précipitation de 32 grammes d'or. Cette énorme consommation en zinc est motivée par une série de réactions secondaires.

D'après Butters et Clennel, le zinc en contact avec l'or précipité provoque un courant électrique, et l'oxygène mis en liberté forme de l'oxyde de zinc hydraté :

$$Zn + 2H^2O = 2H + Zn(OH)^2$$

Ce dernier est dissout par le cyanure :

$$Zn(OH)^2 + 4KCy = K^2ZnCy^4 + 2KOH$$

Les alcalis caustiques contenus dans la solution transforment une partie du zinc en cyanure de zinc, d'après les 2 formules :

$$Zn + 2NaOH = Zn(ONa)^2 + 2H$$
$$2H^2O + Zn(ONa)^2 + KZnCy^4 = 2ZnCy^2 + 2NaOH + 2KOH$$

Le cyanure de zinc et de potassium ne dissout pas l'or. Comme on n'a pas encore trouvé le moyen de régénérer le cyanure de cette combinaison, ce dernier p. perdu pour l'extraction de l'or.

obte zinc est employé sous forme de copeaux, qui ne

sont fabriqués qu'au moment même de leur utilisation ; on évite ainsi une oxydation de leur surface.

Les extracteurs ou « zinc-boxes » se composent d'une caisse rectangulaire (fig. 61) divisée en compartiments par des cloisons verticales de façon que le liquide soit forcé de traverser de haut en bas les plateaux en toile métallique chargés de zinc que contiennent les compartiments. L'or précipité tombe en grande partie au fond de ceux-ci. Dans le but de retenir le métal qui pourrait être entraîné par la solution, un filtre est fré-

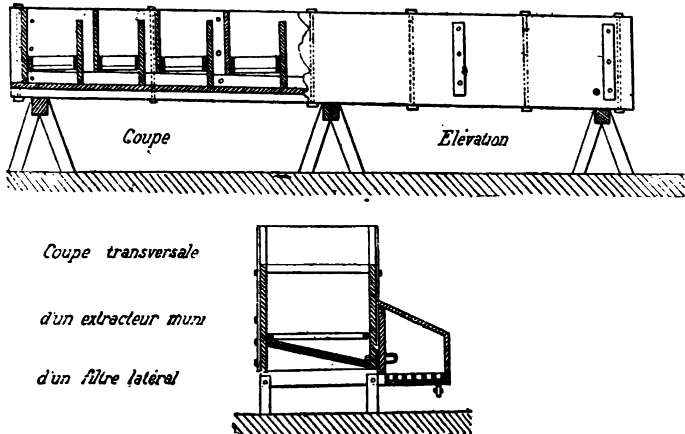



Fig. 61. — Récipient pour la précipitation de l'or[1].

quemment placé sur le côté de la caisse à compartiments. L'extracteur représenté ci-dessus est suffisant pour le traitement mensuel de 1,000 à 1,500 tonnes de tailings.

A la suite des extracteurs se trouvent des cuves destinées à recevoir les solutions de différents titres employées, lorsque l'or en a été précipité, et qui y sont ramenées au titre voulu au moyen d'une liqueur concentrée de cyanure de potassium et le liquide y est

1. Figure empruntée au *Génie civil*, 9 février 1895.

repris par des pompes pour servir au traitement de nouveaux tailings.

L'or précipité est retiré des extracteurs une à deux fois par mois. A cet effet on retire les filtres et les copeaux de zinc, on laisse se déposer les schlamms d'or et on décante la liqueur à l'aide d'un siphon.

On estime, en général, que, dans une opération bien conduite, la quantité d'or restant par tonne dans la solution doit être inférieure à $2^{gr},32$.

**Traitement du dépôt d'or.** — La matière retirée des extracteurs doit subir un grillage et une fusion définitive.

Le but du grillage est d'oxyder la plus grande partie du zinc qui se trouve mélangé au précipité, de façon à permettre sa combinaison avec les fondants employés durant la fusion. L'oxydation par le contact de l'air est suffisante, mais une certaine quantité d'oxyde de zinc peut être réduite pendant la fusion par le carbone des creusets de graphite.

Pour obvier à cet inconvénient, on mélange de 5 à 10 pour 100 de nitre au précipité avant son grillage ; mais ce procédé ne paraît pas donner des résultats également bons avec les différentes sortes de tailings. Il est prudent de ne pas pousser le grillage au-dessus du rouge sombre, pour éviter la fusion d'une partie du mélange.

Après le grillage, le précipité est mélangé avec des fondants convenables et placé dans un creuset de graphite chauffé dans un four de fusion ordinaire.

Quand la fusion est terminée, le mélange est versé dans des moules de forme légèrement conique et l'or se rassemble à la partie inférieure du lingot. Les lingots d'or provenant d'une série d'opérations sont ensuite réunis par une deuxième fusion en présence d'une petite quantité de borax.

La figure 62 ci-jointe représente l'ensemble d'une usine de cyanuration du Witwatersrand, elle montre successivement les bacs à tailings, les cuves de dépôt, les extracteurs, et les cuves à solution.

**Considérations économiques.** — Les frais de traitement par le procédé Mac Arthur-Forrest, comme toujours sont très variés. Pour s'en faire une idée, nous allons donner un exemple d'une usine du Witwatersrand traitant un minerai dont la teneur moyenne est de $9^{gr},30$ d'or à la tonne.

Le rendement varie de 50 à 80 pour 100, et le titre de l'alliage entre 600 et 700 millièmes. La valeur de cet alliage est en moyenne de 2 fr. 41 le gramme.

Le personnel d'une usine pouvant traiter de 2,500 à 3,000 tonnes de tailings par mois est composé de la façon suivante :

| | | fr. c. | |
|---|---|---|---|
| 1 | contre-maître. . . . . . . . . . . . | 37.50 | par jour. |
| 2 | adjoints. . . . . . . . . . . . . . | 25 » | — |
| 40 | ouvriers noirs. . . . . . . . . . . | 5 » | — |
| 1 | essayeur (ne comptant que pour son 1/2 salaire). | 15 » | — |

Ce qui représente pour la main-d'œuvre une dépense journalière de 227 fr. 50, et mensuelle de 6,825 francs.

Le prix moyen du traitement peut se décomposer comme suit :

| | | fr. c. |
|---|---|---|
| Salaire des ouvriers blancs. | Cyanurateurs. . . . . . | 0.60 |
| | Mécaniciens, charpentiers. . | 0.40 |
| Ouvriers noirs. . . . . | Salaires. . . . . . . . . | 1.25 |
| | Nourriture et divers. . . . | 0.20 |
| Charbon, éclairage et huile de graissage. . . . . . . . | | 0.30 |
| Cyanure de potassium. . . . . . . . . . . . . | | 2.50 |
| Produits chimiques, (zinc, etc.). . . . . . . . . | | 1.25 |
| Entretien et divers. . . . . . . . . . . . . . | | 0.20 |
| | TOTAL par tonne. . . . . | 6.70 |

Comme l'or retiré par tonne représente une valeur

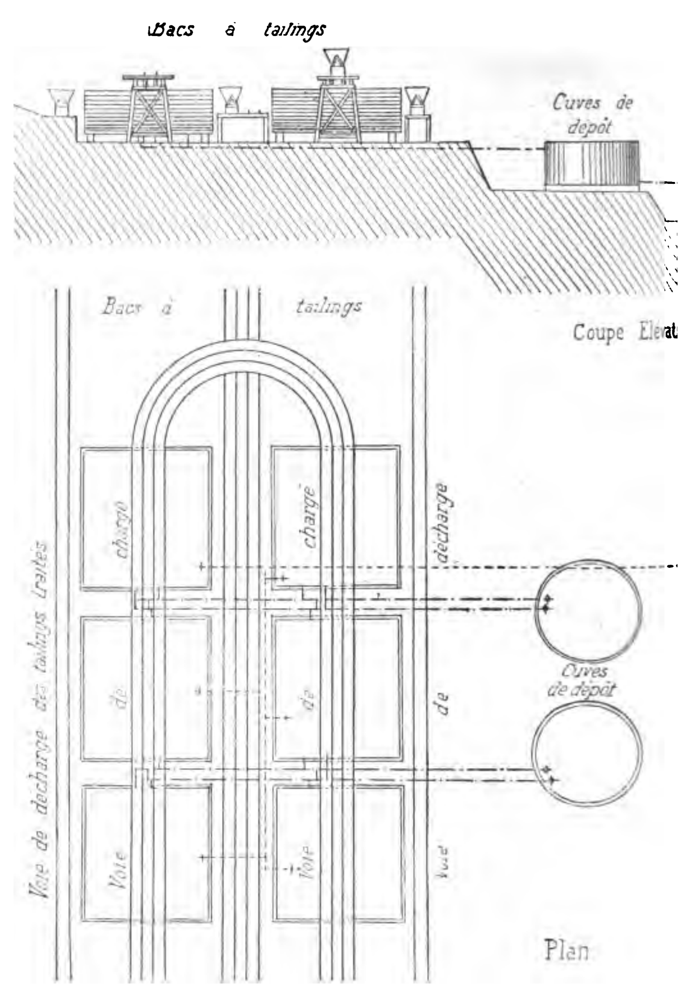
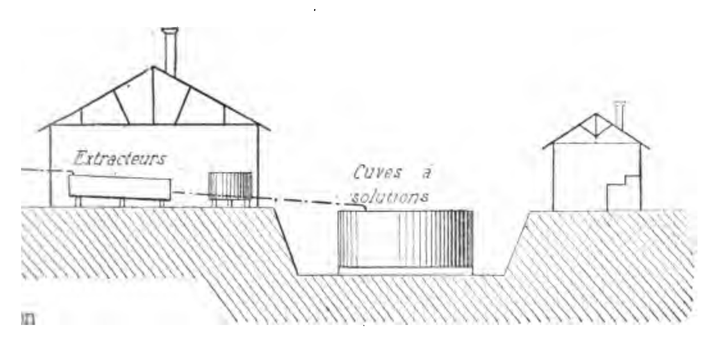
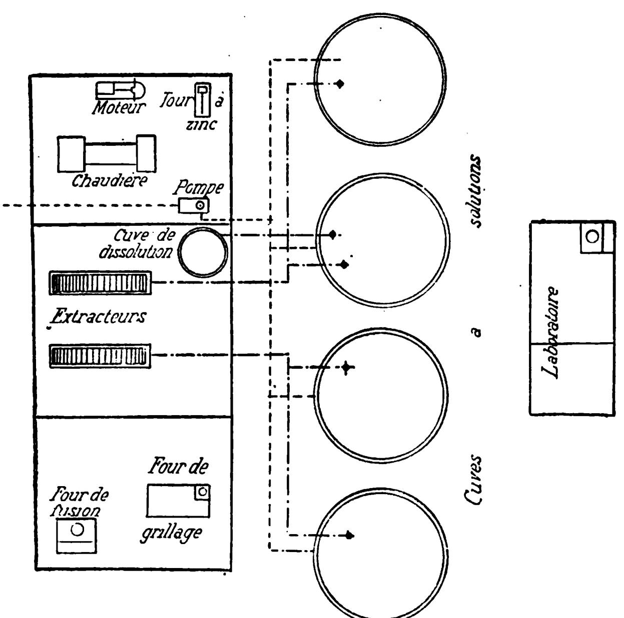



**Fig. 62. — Élévation et plan schématiques**




une usine de cyanuration de Witwatersrand.

d'environ 16 fr. 80, on voit que, malgré le prix élevé des salaires, il existe une marge assez large pour les bénéfices.

Dans des installations plus importantes, le prix de revient s'est abaissé quelquefois à moins de 5 francs par tonne, tandis que, pour de petites installations, il s'est élevé fréquemment de 8 à 9 francs.

La proportion notable d'or laissée dans les résidus, la perte considérable résultant de l'or contenu dans les slimes et enfin la possibilité de diminuer le prix de revient ont donné lieu à nombre de perfectionnements du procédé Mac Arthur et Forrest. Nous allons décrire les principaux :

### Procédé de cyanuration de Hannay.

L'inventeur de ce procédé s'est efforcé de combiner les avantages de l'amalgamation avec ceux de la cyanuration. Un courant électrique empêche le mercure de se pulvériser sous l'influence du soufre, de l'arsenic, de l'oxyde de fer, etc., toujours présents dans les minerais d'or et le rend capable d'absorber l'or réfractaire au fur et à mesure de sa dissolution par le cyanure.

L'appareil consiste en un récipient conique au fond duquel une vis à mouvement continu agite constamment dans la dissolution le minerai en poudre. L'or est recueilli par un bain de mercure qui tapisse le fond du vase, et qui constitue le pôle négatif. Le pôle positif est formé par un mélange de graphite et de résine en poudre, appliqué à la partie supérieure de la cuve à l'aide d'un fer chaud et qui forme ainsi une sorte de doublure annulaire.

On verse dans la cuve la dissolution de cyanure de potassium et on met la vis en mouvement. On ajoute le minerai concassé jusqu'à consistance suffisante et on fait passer un faible courant en reliant le pôle négatif

au bain de mercure, la *cathode,* et le pôle positif au mélange de graphite et de résine, l'*anode*.

Par suite du mouvement de la vis, la dissolution va en descendant le long de l'axe de la cuve et vient heurter la surface du mercure.

Une disposition aménagée à cet effet empêche le minerai et la dissolution de prendre un mouvement rotatoire continu, les oblige à monter le long des parois, puis à redescendre le long de l'axe de la cuve et à arriver à nouveau en contact intime avec le mercure.

L'or est dissout par le cyanure de potassium et amené au mercure par le courant électrique.

A la fin de l'opération, la dissolution de cyanure de potassium est séparée par filtration pour servir à nouveau.

Suivant la nature du minerai, l'opération demande 2 à 6 heures. L'auteur prétend que son procédé convient à tous les minerais et qu'il permet d'extraire 90 pour 100 de l'or contenu.

Un sérieux avantage consiste en ceci, qu'à part le concassage du minerai, celui-ci n'est soumis à aucune autre préparation. D'un autre côté, le cyanure de potassium peut resservir indéfiniment. En outre, l'or, quel que soit son état dans le minerai, est recueilli d'un seul coup à l'état métallique, sans passer d'abord par une précipitation ou un autre traitement chimique.

Le procédé Hannay présente néanmoins quelques inconvénients. D'abord, quand on agite le cyanure de potassium avec le minerai, il se décompose facilement, de là une perte sérieuse. D'un autre côté, l'installation de la force motrice pour le mouvement de la vis et la production de l'électricité absorbent des frais assez élevés.

### Procédé Siemens et Halske.

Le procédé Siemens et Halske, découvert en 1887, n'a été introduit au Witwatersrand que depuis un

temps relativement court, et semble appelé à prendre une place importante dans la métallurgie de l'or. Cette méthode emprunte à celle de Mac Arthur et Forrest le mode de dissolution de l'or par le cyanure de potassium et n'en diffère que par le mode de précipitation de l'or dissous.

La dissolution de l'or s'opère dans les mêmes appareils et de la même façon que dans le procédé Mac Arthur et Forrest, mais le titre des solutions en cyanure s'abaisse singulièrement. C'est ainsi que la solution forte ne contient plus que 0,05 à 0,08 pour 100 de cyanure et que le titre de la solution faible peut s'abaisser à 0,01 pour 100, la quantité de réactif employée par tonne traitée n'étant plus que $0^{kg},113$.

La dissolution de cyanure renfermant l'or entre dans les bacs de précipitation dans lesquels sont suspendus des plaques de fer et des feuilles de plomb; les premières servant d'anodes, les secondes de cathodes. L'or se dépose en couche mince sur les feuilles de plomb. Celles-ci sont fondues et coupellées une fois par mois.

Au *Witwatersrand* les bacs employés pour la précipitation de l'or ont 7 mètres de long sur $1^{m},20$ de large. Les plaques de fer servant d'anodes ont $2^{m},10$ de longueur, $0^{m},90$ de largeur et $0^{m},003$ d'épaisseur. Elles sont disposées verticalement en *chicane,* les unes touchant le fond du récipient et les autres étant à environ $0^{m},03$ en dessus. Les feuilles de plomb, encastrées dans des cadres en bois léger, sont suspendues entre ces plaques, et des fils de cuivre ferment le circuit entre les électrodes et les dynamos.

La solution entre d'un côté, parcourt les différents compartiments formés par les plaques de fer et ressort de l'autre pratiquement épuisée. Tous les mois environ, les feuilles de plomb sont retirées et remplacées par

de nouvelles, sans que pour cela le travail ait besoin d'être interrompu.

Le plomb retiré contient des quantités d'or variant de 2 à 12 pour 100. Les feuilles sont fondues en lingots et l'or en est retiré par une simple coupellation. La consommation de plomb est d'environ $0^{kg},566$ par tonne de tailings traité.

Le courant nécessaire à la précipitation du métal contenu dans les solutions est très faible ; en estime son intensité égale à 0,54 ampère par mètre carré et, avec des cathodes distantes d'environ $0^{m},040$, une différence de potentiel de 7 volts suffit à la production de ce courant. Les avantages d'opérer avec un courant aussi faible sont les suivants :

1° La couche d'or, déposée sur les plaques, est plus adhérente ;

2° Les électrodes positives en fer durent plus longtemps, puisque leur usure est proportionnelle à l'intensité du courant ;

3° La force motrice nécessaire est très faible ; c'est ainsi qu'une installation capable de traiter 3,000 tonnes par mois n'exige qu'une force motrice de 4 à 5 chevaux-vapeur.

Le grand avantage du procédé Siemens et Halske sur celui de la précipitation par le zinc est que le titre de la solution en cyanure importe peu. Tandis que la précipitation par une réaction chimique est d'autant plus complète que la solution sur laquelle on opère contient une plus grande quantité de sel métallique, il n'en est rien avec le procédé électrique. On peut donc employer des solutions de cyanure de potassium assez faibles. En outre, ce procédé facilite beaucoup les manipulations et permet de réaliser une notable économie de temps.

Le prix de revient par tonne de minerai traité par

le procédé Siemens et Halske peut être établi comme suit :

| | fr. c. |
|---|---|
| Charge et décharge des tailings. . . . . . . | 1.00 |
| Dépense de cyanure de potassium. . . . . | 0.60 |
| Chaux. . . . . . . . . . . . . . . . | 0.12 |
| Soude caustique.. . . . . . . . . . . . | 0.50 |
| Plomb. . . . . . . . . . . . . . . . | 0.11 |
| Fer. . . . . . . . . . . . . . . . . | 0.22 |
| Salaire des ouvriers blancs. . . . . . . . | 0.52 |
| — — noirs.. . . . . . . . . | 0.18 |
| PRIX DE REVIENT TOTAL.. . . . | 3.25 |

Ce chiffre est très inférieur à celui du procédé Mac Arthur et Forrest.

### Procédé Molloy.

Molloy a proposé de remplacer le zinc par des amalgames de potassium ou de sodium. L'or est précipité de la solution de cyanure et forme avec le mercure un amalgame d'or tandis que le cyanure de potassium ou de sodium est régénéré (ce dernier dissout également l'or).

Molloy prépare le sodium par l'électrolyse du carbonate de soude. Il fait arriver la dissolution dans une cuve dont le fond est couvert de mercure, et dans laquelle est placé un manchon rempli de carbonate de soude et renfermant une barre de plomb. Cette dernière et le mercure sont reliés aux deux pôles d'une batterie électrique. Quand le courant passe le carbonate de soude est décomposé, le sodium se dépose sur le mercure.

Le sodium de l'amalgame est déplacé par l'or, et se rend dans la solution de cyanure.

### Autres modifications.

**Emploi de l'aluminium.** — On a également essayé

de remplacer le zinc par l'aluminium. M. Rœssler prétend que des plaques d'aluminium ont l'avantage de précipiter rapidement l'or des solutions alcalines faibles et de régénérer en même temps le cyanure de potassium.

$$6(AuKCy^2) + 6KHO + 2Al = 6Au + 12KCy + Al^2O^3 + 3H^2O$$

Ce procédé est déjà appliqué dans quelques usines.

## Traitement des Slimes.

### Procédé ordinaire.

Depuis longtemps on cherche à extraire l'or des *slimes*. La méthode la plus pratique consiste à mélanger une certaine proportion de slimes aux tailings et de traiter le mélange ainsi formé par la façon ordinaire. La pulpe sortant de la batterie arrive dans un distributeur formé d'un cône renversé muni à sa base d'une série d'ajutages de différentes longueurs. L'ensemble du système, placé au-dessus d'une cuve en bois, est animé d'un mouvement circulaire au moyen d'une paire d'engrenages d'angle, et le mélange de slimes et de tailings, entraîné par l'eau, vient tomber dans cette cuve, en étant distribué régulièrement sur toute la surface. Les parties les plus lourdes de la pulpe se déposent, se sèchent sur un filtre ; et la vidange des matières à traiter s'opère après séchage par des trappes ménagées dans le fond.

Cet appareil permet d'obtenir le mélange avec les tailings d'environ 15 à 20 pour 100 de slimes, réduisant ainsi les pertes à l'or contenu dans les 20 ou 25 pour 100 des slimes restant.

### Procédé Bettel.

M. Bettel favorise la précipitation des slimes, très longue d'ordinaire, par l'addition d'une substance chimique dont la composition n'est pas encore divulguée.

Les slimes ainsi précipités sont envoyés par une pompe centrifuge dans des canaux en bois, où ils se trouvent en contact avec une solution contenant 0,03 pour 100 de cyanure de potassium. Le mélange se rend dans des cuves où les slimes se précipitent rapidement, laissant la solution aurifère presque limpide venir à la surface. Cette solution, recueillie au moyen de siphons, est envoyée dans des appareils de précipitation ordinaire. Enfin, les slimes restants sont débarrassés du cyanure d'or qu'ils peuvent encore contenir par le passage d'une solution faible de cyanure de potassium, des jets d'air comprimé sont envoyés dans la masse pour y effectuer une sorte de brassage.

Cette méthode permettrait de traiter les 98 pour 100 des slimes produits et d'extraire de 70 à 90 pour 100 de l'or qu'ils contiennent.

### Broyage à sec.

Au Witwatersrand, on désigne sous le nom de *coming process*, procédé de l'avenir, le procédé qui consiste à traiter directement le minerai broyé à sec par le cyanure de potassium, sans employer l'amalgamation. Le minerai broyé est trié dans une série de *spitskasten* ou de trommels, de façon à rejeter les cailloux siliceux improductifs, et un traitement convenable est ensuite appliqué à chacune des catégories de poussières riches obtenues. Cette méthode, paraît-il, a donné de bons résultats avec les minerais à or fin de la Nouvelle-Zélande.

## VII.

## Méthode d'extraction de l'or en le faisant passer dans des alliages pour l'en séparer ultérieurement.

Cette méthode est en relation avec les procédés de

fusion déjà décrits, et les procédés de séparation dont nous allons parler maintenant.

## VIII.

## Affinage de l'or. – Séparation des métaux précieux.

### (*Départ.*)

L'or obtenu par les différentes méthodes que nous venons de décrire renferme toujours une certaine proportion d'argent, et souvent quelques autres métaux tels que plomb, bismuth, étain, antimoine, arsenic, qui influent sur les qualités de l'or et de l'argent et qui doivent être éliminés avant la séparation de l'or. Mais cette élimination peut rarement se faire d'une façon complète avant la séparation ou le « départ », il s'en suit que, en dehors de la séparation de l'argent, le « départ » a également pour but l'élimination des dernières traces de métaux étrangers.

Le départ peut se faire par voie sèche, par voie humide et par des procédés électriques.

La méthode par voie sèche consiste à faire passer l'argent à l'état de sulfure ou de chlorure, l'or n'étant pas attaqué à chaud ni par le soufre, ni par le chlore.

La méthode par voie humide repose sur la solubilité de l'argent et l'insolubilité de l'or dans l'acide azotique et l'acide sulfurique bouillant.

Quant à la méthode électro-métallurgique, elle s'appuie sur la propriété de l'argent de passer sur la cathode, l'or restant sur l'anode formée par l'alliage d'or et d'argent.

Aujourd'hui on emploie essentiellement la séparation par l'acide sulfurique concentré bouillant (affinage), et la séparation par électrolyse.

### A. Départ par voie sèche.

Dans cette méthode on emploie comme réactifs le sulfure d'antimoine, le soufre et la litharge, ou le soufre seul, le sel marin (cémentation) et le chlore (procédé Miller). Le procédé Miller seul est encore employé aujourd'hui, les autres n'ont plus qu'un intérêt historique, nous allons les exposer très rapidement.

#### Départ par le sulfure d'antimoine.

En fondant un alliage d'or et d'argent avec du sulfure d'antimoine, l'argent se combine au soufre et l'or à l'antimoine. L'antimoniure d'or chauffé à haute température abandonne son antimoine à l'état d'oxyde, tandis que le sulfure d'argent, traité par coupellation, donne l'argent. Le sulfure d'argent, *matte*, retient une certaine proportion d'or et l'antimoniure d'or retient toujours un peu d'argent. On recommence donc plusieurs fois à fondre l'antimoniure avec du sulfure d'or, et à refondre à plusieurs reprises le sulfure d'argent. L'argent tiré de ce dernier renferme encore des traces d'or qu'on extrait en le traitant par de l'acide azotique. Ce procédé n'est applicable que lorsque l'alliage renferme au-dessus de 50 pour 100 d'or.

#### Départ par le soufre et la litharge.

Dans ce procédé, l'argent de l'alliage est transformé par le soufre en sulfure d'argent décomposé en partie par la litharge, en sulfure de plomb, plomb et argent; ce dernier absorbe les parcelles d'or disséminées dans la masse en fusion, se concentre avec le plomb au fond du creuset, alors que le sulfure de plomb forme avec le sulfure d'argent la matte. Cette dernière abandonne son or par des fusions répétées, et est fondue ensuite avec du fer pour donner le plomb d'œuvre et finalement l'argent.

Ce procédé a été employé autrefois à *Oker*, où l'on traitait de l'argent renfermant de 0,26 à 1,38 pour 100 d'or. Il y a été remplacé par la méthode par l'acide sulfurique.

### Départ par le soufre.

Ce procédé date du XI<sup>e</sup> siècle, et avait pour but l'enrichissement d'argent faiblement aurifère. L'argent, granulé, était mélangé, tout humide encore, avec un huitième de soufre et fondu dans un creuset. On ajoutait ensuite de l'argent aurifère; puis on coulait en lingots coniques dont le fond était constitué par un alliage relativement riche d'or et d'argent, surmonté du sulfure d'argent (matte). L'alliage, refondu avec du plomb, était ensuite traité par l'acide nitrique. La matte était fondue avec du fer pour l'extraction de l'argent.

Ce procédé était encore employé au siècle dernier à la Monnaie de Saint-Pétersbourg.

### Départ par le sel marin (cémentation).

La « cémentation » repose sur la transformation de l'argent en chlorure, quand on chauffe l'alliage avec du sel marin et de l'argile, ou bien avec du sel et du sulfate de fer, ou encore avec de l'alun et du sable, opération dans laquelle l'or reste inattaqué.

Ce procédé, connu depuis la plus haute antiquité, n'est plus guère employé aujourd'hui. Il faut cependant mentionner son application, encore en 1833, à *Santa Fè de Bogota* (Nouvelle-Grenade) où l'on employait pour débarrasser l'or natif d'une partie de son argent, jusqu'à avoir un alliage convenable pour la monnaie d'or.

Là, d'après Boussingault, l'or, renfermant jusqu'à 35,07 pour 100 d'argent, était granulé, puis fondu avec 1 partie de sel et 2 parties de brique pulvérisée, dans

des creusets en grès poreux. Après 24 à 36 heures, la cémentation était terminée. L'or qui était contenu dans la poudre de cémentation en était extrait par lavage et avait une teneur de 87,5 à 91,7 pour 100. L'argent, absorbé par la masse à l'état de chlorure, en était séparé par amalgamation.

### Départ par le chlore gazeux (procédé Miller).

Ce procédé repose sur la propriété du chlore gazeux, de transformer en chlorure l'argent d'un alliage en fusion, et de laisser l'or inattaqué. Les bas métaux (plomb, arsenic, antimoine, bismuth, cuivre) sont également, et avant l'argent, transformés en chlorures, et ces derniers, en tant qu'ils sont volatils, sont éliminés.

Le procédé, proposé en 1838 par Lewis Thompson, a été appliqué pratiquement en 1867 par B. F. Miller, à la Monnaie de *Sydney* (Australie) pour la séparation de l'argent et de l'or en fusion. Il est également en usage aujourd'hui à la Monnaie de Londres.

Voici comment Miller décrit son procédé: Le fourneau requis pour cette opération est le four de fusion ordinaire, avec le carneau aussi prêt du haut que possible, de façon à permettre au creuset d'être assez dans le haut du four sans être refroidi par le tirage et d'une telle profondeur que le fond du creuset ne soit pas à plus de 3 pouces au-dessus des barreaux de la grille.

Le couvercle du fourneau est en briques réfractaires, dont l'une a un trou dans le centre pour laisser passer le tuyau à chlore.

Les creusets, avant d'être employés, sont trempés dans une solution de borax, séchés et chauffés au rouge; le borax forme une surface glacée à l'intérieur les rendant imperméables à la pénétration du chlorure d'argent très liquide.

Lorqu'on les emploie, ils sont placés dans un creuset

de plombagine comme précaution contre les pertes, en cas de craque.

Les creusets sont hermétiquement couverts avec des couvercles percés de trous pour le passage des divers tuyaux qui sont généralement en terre de pipe ordinaire, ont un pouce et demi de diamètre extérieur, 22 pouces de longueur avec une ouverture de 3/16 de pouce.

Le générateur en chlore consiste en des jarres en grès à deux tubulures capables de contenir 10 à 15 gallons. Une des ouvertures est bouchée avec un tampon en caoutchouc vulcanisé, à travers lequel passent deux tubes en verre, le tube abducteur et le tube de sûreté, la longueur du premier étant de quelques pouces et le dernier de 8 à 10 pieds. L'autre ouverture est réservée pour l'introduction du bioxyde de manganèse et est fermée par un tampon de plomb couvert par une large pièce de caoutchouc bien assujettie.

Chaque générateur est placé dans un bain-marie en tôle galvanisée.

Le gaz chlore est produit quand on en a besoin, en versant de l'acide chlorhydrique ordinaire par le tube de sûreté, l'appareil étant chauffé au moyen de brûleurs à gaz au-dessous du bain-marie.

Le gaz chlore est amené du générateur au moyen de tubes avec branchements pour alimenter chaque fourneau ; toutes les connexions intermédiaires sont formées au moyen de tubes en caoutchouc vulcanisé qui, s'ils sont préservés de la radiation directe du feu, supportent bien la chaleur même sur le fourneau.

Deux générateurs ainsi décrits et 3 fours de fusion à or ordinaires ont été trouvés capables de raffiner, par four, environ 2,000 onces d'or contenant environ 40 pour 100 d'argent entre 9 heures du matin et 2 heures de l'après-midi.

Les creusets peuvent contenir 600 à 700 onces par

chaque creuset ; le feu est poussé jusqu'à la fusion du métal, la production de chlore ayant été en même temps commencée par l'introduction d'un peu d'acide chlorhydrique versé dans le tube de sûreté.

Aussitôt que l'or est fondu, on verse de 2 à 3 onces de borax en fusion sur la surface. Si le fondant est ajouté plus tôt, il agit trop sur la partie inférieure du creuset, et, s'il est versé froid, il est apte à geler l'or. On introduit alors le tuyau en terre qui doit conduire le gaz au fond du creuset et le gaz bouillonne à travers la masse. L'opération est terminée lorsque des fumées d'une couleur plus sombre remplacent celles du commencement, et la fin de l'affinage est indiquée par une flamme ou vapeur lumineuse particulière de couleur brun jaune occasionnée par le chlore libre, qui peut être vue en enlevant un petit tampon de terre fermant le trou du couvercle du creuset.

On intercepte alors le gaz, et on retire les creusets. Le chlorure d'argent, qui reste liquide beaucoup plus longtemps que l'or, est versé dans des moules en fonte. Le creuset, encore chaud, est alors renversé sur une table en fonte, l'or tombe sous forme de culot. Il est légèrement gratté et jeté dans une dissolution concentrée de sel marin pour dissoudre le chlorure d'argent qui pourrait adhérer à sa surface, puis on le fond et on obtient de l'or dont le titre s'élève à 991 et même 997 millièmes.

Le chlorure d'argent renferme des traces d'or qu'on extrait par inquartation. On le traite ensuite par électrolyse pour en extraire l'argent.

Les pertes en or ne sont que de 21 cent-millièmes, et les pertes en argent de 24 millièmes.

### B. Départ par voie humide.

La méthode par voie humide comprend l'emploi de

l'acide azotique (inquartation) ou de l'acide sulfurique (affinage).

Le prix élevé de l'acide nitrique fait que cette méthode n'est presque plus employée.

Départ par l'acide azotique.

D'après Albertus Magnus, ce procédé a déjà été employé en 1433 à Goslar.

A l'heure actuelle il n'est plus guère employé, excepté à la Monnaie de *Philadelphie* et celle de *San Francisco*.

Le procédé consiste à inquarter d'abord l'alliage (tullim), puis à faire une première attaque par l'acide nitrique et une double attaque subséquente par l'acide sulfurique.

**Inquartation.** — L'inquartation se fait en fondant des barres d'or purifié d'argent aurifère (doré bullim) de compositions diverses et au besoin des barres d'argent pur, de façon que l'ensemble du métal fondu présente, d'après les essais préalables, une composition dans laquelle la proportion de l'or à l'argent soit de un à trois, ou de un à deux, ou même un peu inférieure à ce dernier rapport. On fond dans de grands creusets de plombagine placés dans des fours de fusion ordinaires. Lorsque la masse est bien fondue, elle est brassée avec un lourd ringard de fer.

Le creuset est ensuite enlevé du four et incliné de façon à faire couler un mince jet de métal qui tombe dans de l'eau froide ; le métal est ainsi grenaillé.

**Dissolution dans l'acide nitrique.** — Le métal granulé est chauffé avec de l'acide nitrique dans des vases en terre, porcelaine ou platine. Ceux de la Monnaie de Philadelphie ont 65 centimètres de diamètre, 67 centimètres de profondeur. Ces « pots d'attaque » sont placés dans des baquets doublés de plomb qui

servent de bain-marie, et dans ce but un tuyau règne dans le fond pour la circulation de la vapeur. 6 pots peuvent être placés dans chaque baquet et 3 portes équilibrées sont ménagées dans chaque paroi de la hotte dans laquelle sont placés les baquets. Ces portes permettent de remuer de l'extérieur, à l'aide d'une spatule en bois.

La charge de chaque pot est de 120 à 135 livres de grenailles. L'acide nitrique employé est à 40° B. Cinq pichets d'acide, contenant chacun 25 livres, sont déversés dans le pot, et la charge d'acide et de grenailles remplit à peu près la moitié du pot. On introduit la vapeur dans le bain-marie et on le porte à l'ébullition pendant 12 heures.

On brasse les grenailles toutes les 20 minutes. On laisse la digestion s'effectuer pendant la nuit, et le matin suivant, après avoir réchauffé le bain pendant quelques minutes, on ajoute de l'eau pour étendre la dissolution de nitrate d'argent jusqu'à $0^m,075$ du bord du pot.

On soulève ensuite la dissolution avec un siphon en or de $0^m,037$, dans des baquets en bois de $0^m,45$ de diamètre et $0^m,37$ de hauteur. Puis on ajoute 3 pichets d'acide frais et l'on fait bouillir de nouveau pendant 12 heures. Ce dernier acide n'est pas saturé et on le transvase dans un pot vide pour être employé sur une nouvelle charge. On dilue ensuite avec de l'eau et on siphonne dans un baquet. Puis on retire le pot de la hotte et on lave l'or dans un filtre composé de 2 toiles de coton séparées par 3 épaisseurs de papier-filtre suédois. Après plusieurs lavages à l'eau chaude on retire l'or du filtre avec des cuillers en porcelaine pour le traiter par de l'acide sulfurique.

**Double ébullition des résidus d'or dans l'acide sulfurique.** — Cette opération a pour but d'enlever les

dernières traces d'argent restant dans l'or de l'attaque à l'acide nitrique. Elle s'opère dans des récipients en fonte de $0^m,55$ de diamètre et $0^m,30$ de profondeur, portant deux tourillons sur les côtés et munis de 3 pieds. Ce bassin entre dans un trou circulaire, ménagé dans la plaque de fonte qui forme la partie supérieure du four, de forme hexagonale, garni extérieurement de tôles à bouilleurs et intérieurement de briques réfractaires, et chauffé à l'anthracite. Les portes sont recouvertes par un capuchon conique en plomb surmonté d'un tuyau de $0^m,15$ de diamètre qui sert à l'échappement des vapeurs acides. On déverse l'or dans chacun des pots, on ajoute un pichet d'acide sulfurique 66° B pesant $14^{kg},500$ et on fait bouillir pendant 1 heure et demie.

On remet ensuite un second pichet d'acide et on fait bouillir de nouveau pendant le même temps. Après ces deux ébullitions l'or atteint 996 à 998 de fin. On le lave avec de l'eau, on le filtre, on le sèche dans un four de séchage, puis on l'envoie à l'atelier de fusion.

L'acide sulfurique est emmagasiné dans des réservoirs en bois doublés de plomb dans lesquels on déverse les dames-jeannes du commerce ; on l'y puise avec des pichets de 2 litres portés sur des assiettes de plomb.

**Précipitation du nitrate d'argent.** — La dissolution de nitrate d'argent est étendue d'eau chaude, et traitée ensuite avec une forte solution de sel marin. On agite avec un râble en bois. Quand tout l'argent a été précipité à l'état de chlorure, on laisse reposer pendant une nuit et le lendemain matin on décante la solution de nitrate de soude qui renferme la plus grande quantité des bas métaux de l'alliage. Le précipité de chlorure d'argent est lavé à plusieurs reprises avec de l'eau

chaude qui dissout le chlorure de plomb. La cuve de précipitation est à section elliptique de 3 mètres $2^m,50$ et a $1^m,35$ de profondeur. Elle est construite en douves de bois de $0^m,075$ d'épaisseur, reliées par des cercles en fer.

**Réduction du chlorure d'argent par le zinc.** — Le chlorure d'argent est réduit dans des bassins de $1^m,80 \times 1^m,10$ et $0^m,45$ de profondeur, doublés en plomb, à l'aide de zinc et d'eau acidulée avec de l'acide sulfurique. On charge généralement 60 kilogrammes de grenailles de zinc pour le produit de 11 pots d'inquartation. On brasse activement la matière avec une raclette en bois pendant 1 heure consécutive ; ensuite on ne brasse plus que de temps en temps, et, au bout de 4 heures, l'opération est terminée. On ajoute un peu d'eau pour dissoudre le sel de zinc, en tout 45 kilogrammes d'acide et enfin 3 pichets d'acide sulfurique pour dissoudre l'excès de zinc. On pousse d'un côté l'argent réduit et la liqueur en excès est évacuée avec un siphon en cuivre.

L'argent réduit est lavé à l'eau chaude dans un baquet doublé de plomb, puis comprimé dans un moule circulaire avec une presse hydraulique en pains de $0^m,10$ d'épaisseur. L'argent en pains est séché dans un four formant une cuvette de $0^m,10$ de profondeur, recouvert d'une hotte, et chauffé au bois de pin.

L'or est séché comme l'argent, avant d'être fondu, mais n'est pas pressé.

### Départ par l'acide sulfurique.

Cette méthode a été appliquée en 1802 par d'Arcet à la Monnaie de Paris. Elle repose sur la solubilité de l'argent seul dans l'acide sulfurique concentré bouillant, d'après la formule :

$$2Ag + 2H^2SO^4 = Ag^2SO^4 + SO^2 + 2H^2O$$

Le sulfate d'argent formé se dissout dans un excès d'acide. L'alliage doit être proportionné de telle sorte que, pour une partie d'or, on ait 2 parties 1/2 d'argent ; on peut ainsi obtenir un or raffiné qui ne contient que 4 millièmes d'argent.

Nous passerons rapidement en revue les différentes phases de la méthode, nous réservant de parler avec détail du procédé *Gutzkow,* qui est considéré aujourd'hui comme le meilleur, comme étant le plus rapide et le moins coûteux.

**Dissolution de l'argent.** — L'alliage d'or et d'argent, après avoir été ramené à la proportion d'une partie d'or pour 2 1/2 d'argent, est fondu, grenaillé et placé dans des bassins en fonte de $0^m,75$ de longueur, $0^m,45$ de largeur, et $0^m,60$ de profondeur, légèrement dévoyés au sommet, avec des fonds plats de $0^m,03$ d'épaisseur, garnis avec des couvercles de $0^m,012$ d'épaisseur fondus en deux parties, et qu'on peut soulever avec des chaînes, des poulies et des contrepoids. Une des moitiés est munie d'un tube en plomb, à travers lequel les fumées anhydres développées passent dans des chambres de plomb où elles sont reconverties en acide sulfurique. Pour dissoudre la dissolution, on emploie 2 à 2 parties 1/2 d'acide sulfurique, l'excès d'acide (1 à 1 partie 1/2) est destiné à redissoudre les sulfates pâteux qui pourraient empêcher la dissolution de l'argent.

On ajoute d'abord la moitié de l'acide, et on chauffe progressivement les bassins au feu de bois. De temps en temps, on ajoute de l'acide froid, et on règle le feu de manière à maintenir la température d'ébullition de l'acide. L'effervescence diminue graduellement, et après la dernière addition d'acide, presque tout l'argent se trouve dissous. Vers la fin de l'opération, on remue fréquemment avec un outil de bois. Après 3 à 4 heures le départ est complet. Si l'alliage renferme une forte

proportion de cuivre, il se forme des rognures de sulfate anhydre de cuivre qui adhèrent au fond du bassin; il faut alors multiplier les râblages. On ajoute à la fin 20 à 22 livres d'acide sulfurique pour aider à la clarification de la liqueur. Cet acide est obtenu comme eau mère de la cristallisation du sulfate de cuivre. Le contenu du bassin est bouilli pendant 15 minutes. Puis la dissolution est laissée en repos pour permettre à l'or de se déposer dans le fond et à la liqueur de se clarifier. Au bout d'une heure, la dissolution d'argent est transvasée dans un bassin de dissolution.

**Purification de l'or.** — L'or contient du sulfate d'argent cristallisé et des sels des bas métaux. On le soumet pendant une heure à l'action d'acide sulfurique concentré bouillant, l'or pesant et dur tombe rapidement au fond et la liqueur est transvasée dans le bassin de dissolution. On traite encore pendant une heure avec une nouvelle quantité d'acide. L'or est ensuite sorti du bassin et délayé avec de l'eau pure chaude et lavé à plusieurs reprises. Puis on le fond comme dans la méthode précédente.

L'or ainsi obtenu ne contient que 3 à 4 millièmes d'argent.

**Précipitation du sulfate d'argent.** — La solution de sulfate d'argent, renfermée dans des bassins en bois garnis de feuilles de plomb, est enlevée à l'aide d'un siphon en plomb et envoyée à des bacs de précipitation de 10 pieds de longueur, 3 1/2 de largeur et 2 1/2 de profondeur, doublés en plomb. Dans ces bacs sont suspendues des plaques de cuivre, en rangs serrés, qui convertissent rapidement le sulfate d'argent en argent métallique. L'opération est terminée en 4 à 5 heures. Pour produire 100 parties d'argent de la solution, 30 parties de cuivre sont dissoutes, fournissant 150 parties de cuivre cristallisé.

Les plaques de cuivre sont ensuite nettoyées de l'argent métallique qui les recouvre et l'on détache les parties adhérentes dans la solution. La dissolution claire de sulfate de cuivre est enlevée à l'aide d'un siphon de plomb et conduite dans une cuve d'évaporation et de cristallisation.

L'argent métallique, enlevé avec des seaux en cuivre, est porté sur des tamis en cuivre, puis lavé à l'eau bouillante jusqu'à complète purification. Puis l'argent est pressé à la presse hydraulique et fondu comme dans la méthode précédente. Il est de 998 à 999 de fin.

**Réduction des sédiments.** — Les sédiments accumulés dans les bacs de dépôt, consistant en sulfate d'argent et de plomb et un peu d'or, sont déversés dans un bac plus petit et traités avec du cuivre métallique et de la vapeur, réduisant ainsi le sulfate d'argent à l'état métallique. Le sulfate de plomb n'est pas réduit par le cuivre. Après avoir siphonné la solution on filtre le résidu, on le lave et on le porte au rouge. On le fond ensuite au creuset d'argile sans addition de flux; le plomb reste à l'état de sulfate et forme une scorie, couvrant l'argent aurifère. Cette scorie est refondue avec du charbon de bois en poudre, le plomb est réduit à l'état métallique et retient une forte proportion d'argent ainsi qu'un peu d'or.

Le prix de revient du départ par l'acide sulfurique est environ de 0 fr. 026 par once d'alliage traité, tandis que la méthode par l'acide nitrique revient à 0 fr. 10 par once, et même quelquefois à 0 fr. 15.

### Variante du départ par l'acide sulfurique (procédé Gutzkow).

Ce procédé de départ par l'acide sulfurique a été inventé par M. Gutzkow en 1867. A l'expiration de

son brevet, Gutzkow a introduit dans son procédé quelques innovations que nous décrirons un peu plus loin, et qui sont appliquées avec succès depuis 1892 dans plusieurs usines des Etats-Unis.

Le procédé primitif, employé pendant longtemps en Californie, peut se résumer en ceci :

L'alliage grenaillé ou les barres sont dissoutes par l'acide sulfurique dans des bassins en fonte de 15 millimètres d'épaisseur quand ils sont neufs et de 6 millimètres quand ils sont vieux. Grâce à cette faible épaisseur la dissolution peut être chauffée rapidement. de sorte qu'en quatre heures on peut dissoudre 90 kilogrammes de l'alliage dans 135 kilogrammes d'acide sulfurique.

Le sulfate d'argent en dissolution est alors siphonné dans un grand bassin en fonte qui contient l'eau mère chaude d'une précédente opération à laquelle on ajoute de l'eau pure en quantité suffisante pour donner à la dissolution une densité de 58°B. On chauffe par un feu de bois dans un foyer intérieur et on laisse s'écouler un certain temps pour la clarification des liqueurs. Toutes les parcelles d'or qui ont pu être en suspension dans la liqueur se sont déposées au fond.

Aussitôt la liqueur clarifiée on la siphonne dans un autre bassin en fonte qui reste à découvert et où on la refroidit à 80°F ; là s'effectue la cristallisation de presque tout le sulfate d'argent.

Les liqueurs qui surnagent sont renvoyées dans les premiers bassins qui reçoivent le sulfate frais des bassins de dissolution, à l'aide de *Koertings*.

Lorsque la cristallisation est terminée, le liquide qui provient des bassins de cristallisation coule dans un petit puisard garni de plomb d'où il est injecté dans les bacs qui doivent le recevoir et dans lequel se draine aussi le dernier acide des cristaux.

Il s'agit maintenant de décomposer le sulfate d'argent. Pour cela, les cristaux, salis par de l'oxyde de cuivre, sont passés, à l'aide de pelles, dans un filtre en bois sur lequel vient couler une dissolution chaude de sulfate neutre de protoxyde de fer à 25°B qui pénètre d'abord les cristaux et se draine ensuite dans le faux fond d'où elle s'écoule dans une cuve.

Le sulfate de protoxyde de fer dissout d'abord les sels de cuivre, puis, au bout d'un certain temps, commence la réduction du sulfate d'argent, de vert la solution tourne à la couleur brune. La réaction est la suivante :

$$2(FeO, SO^3) + AgO, SO^3 = Fe^2O^3, 3SO^3 + Ag$$

La réduction peut également s'effectuer à l'aide de plaques de fer métallique qui est d'abord transformé en sulfate ferreux puis en sulfate ferrique, l'argent étant en même temps réduit à l'état métallique.

L'argent est lavé, comprimé, séché et fondu. L'or qui, ainsi que nous l'avons dit, s'est déposé dans le premier bassin est également lavé sur un filtre, comprimé, séché et fondu.

Tel était le procédé original de Gutzkow. Son grand avantage consistait en une économie sérieuse d'acide sulfurique.

En effet, tandis que dans le procédé ordinaire tout l'acide employé est perdu, dans le procédé Gutzkow on ne perd que l'acide décomposé par l'argent, acide dont le poids est à peu près égal à celui de l'argent ; tout le reste de l'acide est récupéré et réemployé. En plus, ce procédé évite la lente cristallisation du sulfate de cuivre et dispense de l'emplacement de cuves pour cette cristallisation.

Cependant ce procédé exige encore de nombreux réservoirs pour les différentes dissolutions et partant

un emplacement assez considérable, aussi M. Gutzkow a-t-il récemment introduit quelques perfectionnements dans son procédé, perfectionnements que nous allons décrire avec quelque détail.

M. Gutzkow a récemment montré que si l'on emploie une grande quantité d'acide, non seulement on dissout l'argent plus complètement et active ainsi l'opération, mais encore le « départ » n'est pas retardé par la présence d'une forte proportion de cuivre, celui-ci étant retenu dans la dissolution par l'excès d'acide. Ainsi il emploie 4 parties d'acide pour 1 partie d'alliage.

Il se sert de réservoirs de $1^{m},20$ de diamètre et de 1 mètre de hauteur qu'il charge de 180 kilogrammes d'alliage. Il traite d'abord par de l'acide sulfurique à 66° B, puis, lorsque la plus grande quantité de l'argent est dissoute, il ajoute la solution mère d'une opération précédente jusqu'à dissolution complète de la charge, ce qui dure de quatre à six heures. Il modère ensuite le feu, ajoute de la solution mère jusqu'à 2 à 4 centimètres du haut ; l'acide se refroidit au point qu'il ne se dégage plus qu'une fumée à peine aperceptible. Si l'on n'aperçoit pas de fumée, c'est que l'acide a été trop refroidi et qu'une partie de l'argent s'est précipité, mais d'autre part le grand excès d'acide le retient dans la dissolution.

La charge bien remuée peut maintenant être soumise à un travail qui dure dix minutes et qui consiste à transformer par l'eau, dans la liqueur mère, le dépôt compact de persulfate de fer jaune en une masse verte, floconneuse.

On siphonne ensuite la solution dans une cuve en fonte, qui n'a que 30 centimètres de profondeur, placée elle-même dans un bassin réfrigérant. On injecte ensuite de la vapeur d'eau dans la solution chaude, à l'aide d'une tubulure en plomb de 3 millimètres de

diamètre dirigée verticalement de haut en bas. La vapeur étend et chauffe la liqueur, cette chaleur est nécessaire pour prévenir la cristallisation de l'argent qui résulte de la dilution.

Dès que la liqueur est suffisamment étendue pour permettre la cristallisation du monosulfate d'argent jaune à la place du bisulfate blanc, ce dont on s'aperçoit en retirant de temps en temps de faibles quantités et en observant leur refroidissement, l'arrivée de la vapeur est arrêtée et la cuve est refroidie avec de l'eau et abandonnée toute la nuit. Les cristaux d'argent forment une couche d'environ $2^{cm},5$ d'épaisseur, ils sont salis par le sulfate de cuivre si la liqueur mère en a été saturée.

On pompe la solution mère dans un réservoir renfermant de l'acide, on détache les cristaux de sulfate d'argent avec une pelle en fer et on les introduit dans une caisse à filtre munie d'un faux fond.

On lave à l'eau distillée le dépôt de façon à le débarrasser de la plus grande partie de l'acide. La liqueur est ensuite filtrée sur une couche d'argent qui retient l'argent qui a pu rester dans la dissolution.

Le filtre est une boîte doublée de plomb, remplie partiellement de cuivre précipité et pourvu d'un faux fond. L'argent se sépare au-dessus du cuivre en une masse spongieuse correspondante à la quantité de cuivre dissoute. Une fois que les cristaux de sulfate d'argent sont complètement débarrassés de l'acide et des sulfates de cuivre et de fer, on supprime le courant d'eau. On enlève alors le dépôt spongieux d'argent, on le traite par de l'eau chaude et par une petite quantité de sulfate d'argent de façon à dissoudre le cuivre retenu par le dépôt. La purification des cristaux de sulfate d'argent n'entraîne qu'une dissolution de 3 pour 100 à cause de leur faible solubilité dans l'eau froide. La solution cui-

vreuse, après avoir passé à travers le filtre, est rejetée ou traitée par de la ferraille pour précipiter le cuivre à une température voisine de l'ébullition.

On dessèche ensuite les cristaux dans un bassin chauffé sur un foyer, puis on les mélange avec environ 5 pour 100 de charbon de bois dans un creuset chauffé dans un four à fusion. Le sulfate d'argent se décompose au rouge sombre en argent métallique avec production d'acides sulfureux et carbonique qui ont complètement disparu une fois que la température de fusion de l'argent est atteinte.

On durcit l'argent en ajoutant du nitre et du borax jusqu'à ce que le « bouillonnement » de la masse indique que tout le soufre a été éliminé. On coule ensuite en lingots.

Le résidu d'or dans le bassin à dissolution renferme des sulfates insolubles de plomb, de fer, d'antimoine, de mercure et quelquefois un peu d'argent et de cuivre.

On le sort de la cuve et on le fait bouillir avec de l'eau, de façon à dissoudre les sulfates d'argent, de cuivre, de fer, etc., on filtre et on agite le précipité avec de l'eau chaude, puis on fait passer sur un filtre en toile, on lave jusqu'à ce que tous les sulfates insolubles de plomb, etc., soient partis, et qu'il ne reste plus qu'un dépôt clair et brillant d'or métallique qu'on recueille. On lave ensuite deux ou trois fois le filtre en toile afin de recueillir toutes les parcelles d'or ; on réduit le résidu avec du charbon et on le coupelle.

Si l'alliage primitif renferme du plomb, ce métal s'en va en partie avec l'or, qu'on sépare par les moyens connus. Mais la plus grande partie du plomb est entraînée avec la solution d'argent, se dépose pendant le passage du courant de vapeur et recouvre les cristaux de sulfate d'argent. On débarrasse ceux-ci du

sulfate de plomb en les agitant dans un courant d'eau froide qui entraîne les sulfates de plomb et d'antimoine qu'on peut ensuite réduire et coupeller, après y avoir précipité par le cuivre l'argent qui a pu être entraîné.

En résumé, on voit que le nouveau procédé Gutzkow diffère de l'ancien par trois particularités : 1° La dissolution est diluée avec de la vapeur au lieu de l'être avec la liqueur mère, ce qui réduit la quantité de liquide à employer et partant le nombre de récipients de plomb pour le contenir, avantage très important surtout aux États-Unis où le plomb est très cher ;

2° La dissolution pauvre en argent est précipitée en une seule fois au lieu d'être emmagasinée dans les réservoirs pour resservir une seconde fois ou pour être précipitée à loisir;

3° Le sulfate d'argent est réduit directement avec du charbon de bois dans un creuset, au four à fusion, ce qui dispense de comprimer l'argent et évite l'emploi d'une dissolution de sulfate de fer qu'il faut conserver dans un récipient.

C'est à peine si la réduction et la fusion au creuset exigent plus de chaleur que la fusion de l'argent comprimé. D'un autre côté l'emploi d'un grand excès d'acide dispense d'agiter le mélange pendant l'ébullition, ce qui économise du travail et permet en même temps de condenser plus facilement les vapeurs acides qui ne sont pas mélangées d'air, alors que dans le premier procédé l'air pénètre par les ouvertures provoquées par l'agitation. L'absence d'air contribue en outre à une plus longue durée des bassins en fonte en les préservant de l'attaque de l'acide sulfurique.

D'après l'auteur du procédé, il n'est pas nécessaire de préparer spécialement les alliages pour la dissolution, et cela grâce à l'excès d'acide présent.

L'alliage peut être introduit sous forme de barres, de morceaux de n'importe quelle forme, pourvu que la proportion d'or qu'il renferme se rapproche de celle du « doré ». D'un autre côté, il est établi que tout l'or et l'argent introduits dans les bassins de dissolution le matin sont prêts à être fondus en lingots avant le soir. Les frais de ce procédé se sont élevés en 1892 à l'usine de Kansas City à 0 fr. 35 par once de doré.

### C. Départ par voie électro-métallurgique.

Lorsqu'on emploie un alliage d'or et d'argent comme anode, une plaque d'argent comme cathode et comme liqueur une dissolution étendue de nitrate d'argent, l'argent se dépose sur la cathode, tandis que l'or reste à l'anode à l'état de poudre fine. L'argent ainsi obtenu est complètement exempt d'or, tandis que l'or peut être débarrassé des traces d'argent qu'il contient par l'action de l'acide azotique bouillant, et être amené au titre de 999 millièmes.

Le « *départ* » par cette méthode a été introduit par Moebius à Pittsburg, puis dans les États-Unis et commence à se substituer à la méthode par l'acide sulfurique, sur laquelle elle présente l'avantage de ne pas produire de vapeurs dangereuses. Elle est en outre applicable lorsque l'argent ne renferme que 2 dix-millièmes d'or, se fait très rapidement en 48 heures et ne donne lieu qu'à de très faibles pertes en argent.

A Saint-Louis (États-Unis), l'argent à traiter renferme 5 millièmes d'or. Il est fondu en plaques de $0^{m},25$ de long, $0^{m},20$ de large et $0^{m},0063$ d'épaisseur, dont chaque fois deux sont réunies pour former une anode. Les cathodes sont composées d'argent fin, laminé en feuilles minces. Les électrodes sont suspendues dans des bacs en bois à 7 compartiments, de façon qu'il y ait 70 bains avec chaque fois 4 paires d'élec-

trodes. La différence de potentiel par bain est de un et demi volt, et de 200 ampères. Le courant est fourni par un dynamo de 200 ampères et 100 volts qui est mis en mouvement par une machine à vapeur de 30 chevaux. Les anodes sont enveloppées dans des sacs de toile.

L'argent se sépare en cristaux, de sorte qu'il se forme souvent des courts circuits, qu'on détruit à l'aide d'une disposition à râbles. L'argent tombe dans une cuve en bois avec filtre et double fonds; il se dépose sur la toile tendue sur le fonds supérieur qu'est percé de trous.

Un système à leviers, très simple, permet de retirer cette cuve du bain. Ce dernier se compose au commencement d'eau acidulée par 1/10 pour cent d'acide azotique; plus tard on y introduit une faible quantité de nitrate d'argent.

Au bout de 36 à 40 heures, les anodes sont rongées. L'or se rassemble dans les sacs de toile, et l'argent dans les cuves à filtre.

Ces dernières sont vidées tous les soirs, alors que l'or n'est enlevé des sacs qu'une fois par semaine.

L'or est encore argentifère; on le traite par de l'acide nitrique bouillant, puis on le lave, on le sèche, et on le fond avec du borax. On arrive ainsi à 999 fin.

Le nitrate d'argent ainsi que l'eau de lavage servent d'électrolyte dans les opérations ultérieures.

Les cristaux d'argent sont lavés; séchés par un courant d'air, séchés et fondus.

L'argent ainsi obtenu a un titre de 999,5 millièmes et est exempt d'or.

*A Saint-Louis* on traite par cette méthode 933 kilogrammes d'argent en 24 heures.

*A Pittsburg*, où le procédé est appliqué depuis 7 ans, on traite de l'argent contenant 5 millièmes d'or.

La disposition est la même qu'à Saint-Louis.

On y traite journellement 1244 kilogrammes d'argent avec une consommation de 20 chevaux vapeur.

Ces exemples montrent combien l'électrolyse peut rendre d'importants services dans l'affinage de l'or. Ils mettent en lumière la faible quantité de force motrice nécessaire, et la possibilité de traiter des alliages ne renfermant que quelques millièmes d'or.

---

# QUATRIÈME PARTIE

## APPLICATIONS DE L'OR

## I.

## Orfèvrerie.

### Réglementation de la fabrication des objets en or.

Les qualités physiques de l'or, son éclat, le beau poli qu'il est susceptible de prendre, l'ont fait employer de très bonne heure pour l'ornementation. Cet emploi est antérieur à son utilisation pour la monnaie. Homère fait connaître l'emploi de l'or mélangé aux différents métaux pour la fabrication des armes et des ornements. Les Egyptiens connaissaient déjà le moyen d'allier l'or avec les principaux métaux et dans les papyrus on trouve même l'indication de certains procédés de dorure.

L'orfèvrerie fut en honneur dans notre pays dès les premiers temps de la domination romaine et à partir du xii° siècle, les orfèvres constituèrent des corporations qui furent réglementées au xiii^e siècle à cause des fraudes signalées.

Les ouvrages d'or fabriqués en France ne peuvent point être de constitution variable. La loi du 19 Bru-

maire an VI (9 novembre 1797) a autorisé pour l'or l'emploi de trois titres légaux :

Le premier, de 0,920 ;

Le second, de 0,840 ;

Le troisième, de 0,750;

C'est-à-dire que sur 1,000 grammes d'alliage, il y a dans le premier 920 grammes d'or, dans le second 840 et dans le troisième 750.

Les fabricants ne sont nullement astreints à employer un titre plutôt que l'autre : quelles que soient la grandeur et la forme de l'objet fabriqué, ils peuvent indifféremment employer l'un des trois titres légaux.

La garantie du titre des ouvrages et des matières d'or est assurée, de même que pour les matières d'argent, par un poinçon appliqué sur chaque pièce à la suite d'un essai.

Pour les ouvrages d'or fabriqués en France, la loi a établi trois poinçons :

1° Poinçon du fabricant ;

2° Poinçon du titre ;

3° Poinçon du bureau de garantie.

Les ouvrages de petite taille sont revêtus d'un seul petit poinçon.

Le poinçon du fabricant porte la lettre initiale de son nom avec un symbole.

Les poinçons des titres portent tous trois la même empreinte, empreinte qui a changé plusieurs fois depuis la loi du 19 Brumaire[1].

Consistant primitivement en un oiseau, elle est aujourd'hui représentée par une tête désignée sous le nom de « tête de médecin grec » (fig. 63). Chaque poinçon a une forme particulière qui le différencie des deux autres, il porte en outre un chiffre indiquant le titre.

1. Voy. A. Riche, *Monnaies, Médailles et Bijoux* (Bibliothèque des connaissances utiles).

Ces poinçons de titre sont appliqués sur les ouvrages après l'essai à l'inquartation, ils garantissent d'une façon absolue le titre qu'ils représentent.

Le poinçon de petite garantie est celui que l'on applique sur les ouvrages qu'on ne peut essayer qu'à la pierre de touche, ils indiquent seulement que l'objet est en métal précieux et à une titre voisin du titre légal. Ce poinçon n'est point le même pour Paris et pour les départements.

Le poinçon pour les objets venant de l'étranger représente un charançon. Si le gouvernement vient à s'apercevoir qu'il circule dans le commerce une grande quantité d'objets non poinçonnés, il ordonne une « recense » pour laquelle il constitue un poinçon spécial.




Titre = 920 mm.
Kilogs = 8,162 fr. 04
Différent sons le menton.




Titre = 840 mm.
Kilogs = 283 fr. 08
Différent derrière la tête.




Titre = 750 mm.
Kilogs = 2,577 fr. 75.
Différent derrière la tête.

Fig. 63. — Or. Le médecin grec. — Poinçon de garantie.

Il existe encore d'autres poinçons : poinçon pour l'horlogerie, poinçon pour l'exportation.

Telles sont les règles fixes auxquelles est soumise la fabrication des objets d'or, fabrication que nous allons maintenant passer rapidement en revue.

### Fabrication.

Les objets en or peuvent être fabriqués de diverses façons que l'on peut faire rentrer dans deux grandes catégories :

Fabrication par moulage ;

Fabrication par procédés mécaniques.

## Moulage.

Toutes les pièces destinées au moulage sont portées chez le fondeur qui en prend l'empreinte dans du sable fin et coule d'abord le modèle en cuivre en lui donnant, par des retouches successives, une grande précision. Ce modèle de cuivre sert à former le moule où l'or sera coulé. On répare les jets de la fonte, on cisèle toutes les parties fondues en or avec toute la perfection possible et on les rapporte chez le bijoutier.

## Moyens mécaniques.

Ces moyens sont le laminage, l'estampage, le repoussage au tour. Prenons pour exemple, pour fixer les idées, la fabrication d'un plateau.

On prend une plaque laminée sur laquelle on trace au compas la partie dont on a besoin, que l'on découpe avec des cisailles. On y soude la moulure qui a été faite soit au tour, soit à l'aide d'une sorte de filière connue sous le nom de « boîte à tirer ». On donne alors la pièce au planeur qui, à l'aide d'un marteau poli, forme la partie de la matière qui borde la moulure en dedans, « le mali ». La pièce est alors envoyée à l'orfèvre qui répare la moulure.

Toutes les pièces ont en général besoin d'être polies, pour faire disparaître les traces de lime. Ce travail fort long est confié à des femmes.

La fabrication des bijoux est plus variée : ce sont en effet, en général, des objets de grande valeur, non seulement à cause des métaux précieux qui rentrent dans leur composition, mais surtout par l'arrangement de la matière, par le goût, la fantaisie, la signification emblématique de cet arrangement. De là, dans les procédés de fabrication, une variété qui ne nous permet point d'entrer dans le détail.

Parmi les divers objets que fabrique le bijoutier, les uns sont faits à la main, dans le but de satisfaire les fantaisies quelquefois les plus futiles, c'est ce qu'on peut appeler la bijouterie de haute fantaisie.

La « bijouterie d'art », au contraire, satisfait en quelque sorte au besoin, et ne produit aucun objet qui n'ait une fonction à remplir; soit pour marquer les rangs hiérarchiques (couronnes, décorations); soit pour servir à la défense personnelle (poignards, épées); soit pour satisfaire une habitude (tabatières).

Il est une autre bijouterie de beaucoup la plus importante de nos jours, que nous désignerons sous le nom de « bijouterie de consommation »; elle est le résultat de la diffusion considérable des besoins de luxe qui tendent à se généraliser de plus en plus.

Mais une conséquence forcée de la grande extension de cette bijouterie de consommation a été la nécessité de l'abaissement du prix des bijoux. Or, malgré toutes les mines découvertes de nos jours, l'or est encore à un prix trop élevé pour permettre de fabriquer des objets dont la consommation sera d'autant plus considérable qu'ils seront moins chers. On a dû aviser aux moyens d'économiser le métal tout en conservant aux bijoux l'aspect qui les fait rechercher.

De là, la création de procédés tels que le *plaqué* et la *dorure*.

Nous laisserons de côté le *plaqué* qui est peu utilisé pour l'or et nous nous occuperons surtout de la dorure.

## Dorure.

La dorure a pour but de recouvrir d'or des objets de toute nature, mais d'une valeur incomparablement moins élevée que celle de ce métal. On commença par revêtir les objets de lames d'or par une simple opération mécanique. Ces lames devinrent de plus en plus

minces et se réduisirent en feuilles tenues préparées par le « batteur d'or ».

Dans la dorure sur métaux qui est la seule qui nous occupe il faut, pour obtenir l'adhérence entre les deux métaux, se servir d'un intermédiaire qui fasse quelque peu pénétrer l'or dans le métal que l'on veut dorer, ou d'une force, ou d'un agent physique qui établisse une union suffisamment intime.

On emploie un intermédiaire dans la dorure au mercure : on a recours à une force, l'affinité, dans la dorure par immersion, enfin on utilise un agent physique, l'électricité, dans la dorure galvanique[1].

### I. — Dorure au mercure.

C'est la plus ancienne. Le mercure a la propriété de dissoudre l'or, en formant avec lui un amalgame, d'autre part le mercure attaque l'argent et le cuivre ; si donc on répand une couche d'amalgame d'or sur l'un de ces métaux et qu'on chauffe, le mercure se volatilisera et l'or restera sur l'objet. Pour dorer les métaux inattaquables par le mercure, on commençait par les revêtir d'un métal intermédiaire attaquable.

L'or employé doit être dans le plus grand état de pureté si l'on veut obtenir une belle coloration.

On mélange au rouge sombre 1 partie d'or avec 8 de mercure et l'on chasse de l'amalgame refroidi l'excès de mercure par pression.

Avant d'être dorées, les pièces doivent subir une préparation spéciale. Par exemple, si c'est du bronze, il devra être recuit pour faire disparaître les matières grasses, puis soumis au dérochage, c'est-à-dire trempé dans un bain d'acide sulfurique très étendu pour enlever l'oxyde déposé pendant le recuit. Enfin pour faire dis-

1 Voy. Julien Lefèvre, *Dictionnaire d'Electricité*. — Bouant, *Galvanoplastie* (Bibliothèque de chimie industrielle).

paraître les irisations que l'on voit à la surface de la pièce, on la décape à l'acide nitrique.

L'ouvrier doreur plonge son pinceau métallique ou gratte bosse dans une dissolution de nitrate de mercure et le passe sur la pièce à dorer qu'il recouvre ensuite avec le même instrument d'un peu d'amalgame d'or. Lorsque, après plusieurs opérations, la surface entière est recouverte d'amalgame, l'ouvrier lave la pièce à grande eau et l'expose au feu après l'avoir séchée.

Dans toutes ces opérations, le mercure, soit à l'état liquide, soit à l'état de vapeur, entoure complètement les ouvriers qui ne tardent pas à subir les terribles effets du métal. Leur santé est gravement compromise, leur vie est souvent en danger ; ce sont des tremblements nerveux qui leur rendent incapable tout usage de leurs membres, c'est la perte de la mémoire, la paralysie de la langue.

Malgré tous les perfectionnements apportés aux appareils, cette industrie n'en est pas moins demeurée éminemment insalubre. Lors même que les produits donnés par cette façon d'opérer seraient supérieurs, ce qui n'est point le cas, à tous les autres, on ne pourrait songer à se prévaloir de cet avantage pour continuer à utiliser un procédé qui faisait en moyenne 20 pour 100 de victimes plus ou moins gravement atteintes. Aussi l'a-t-on abandonné pour les autres méthodes.

### II. — Dorure par immersion.

Ce procédé, applicable seulement au cuivre, consiste à plonger les bijoux de ce métal parfaitement décapés dans une dissolution bouillante de chlorure d'or dans un carbonate alcalin.

Les bijoux, comme dans la méthode précédente, doivent être soumis au dérochage et au décapage et de plus plongés dans un bain d'acides nitrique, sulfu-

rique et hypochlorique. Cette dernière opération constitue le ravivage. Les objets sont alors prêts à être plongés dans le bain d'or[1].

Ce procédé de dorure présente l'immense avantage de soustraire les ouvriers doreurs aux atteintes du poison mercuriel, il est en outre d'une rapidité extraordinaire et permet de dorer des objets ouvragés ou des objets délicats.

### III. — Dorure galvanique.

La découverte de la dorure galvanique est à peine postérieure à celle de la galvanoplastie. Elle repose sur le principe suivant :

Lorsqu'on fait traverser par un courant électrique une dissolution d'un sel métallique, le sel est décomposé et le métal, entraîné dans le sens du courant, va se déposer au pôle négatif.

De la Rive, le premier, parvint en 1840 à dorer par ce procédé le cuivre, l'argent, le laiton, il employait une dissolution très étendue de chlorure d'or.

En 1840 Elkington en Angleterre, en 1841 de Ruolz en France découvrirent une nouvelle méthode qui permettait de dorer en décomposant par la pile les solutions alcalines de cyanure d'or dans le cyanure de potassium.

Les bains employés pour la dorure galvanique varient suivant les expérimentateurs. Ils sont généralement composés de cyanure d'or dissous dans un excès de cyanure de potassium. La pile dont on sert est surtout la pile de Bunsen à cause de sa grande force électro-motrice et de sa faible résistance (fig. 64).

Elle se compose de 2 vases plongeant l'un dans l'autre. Le vase extérieur en grès est rempli aux deux

1. Voy. E. Bouant, *La Galvanoplastie, le nickelage, l'argenture, la dorure, l'électrométallurgie*. Paris, 1894, p. 275.

tiers d'eau acidulée par l'acide sulfurique concentré. Le vase intérieur est en terre poreuse et renferme de l'acide azotique concentré. Dans l'espace annulaire plonge une lame de zinc amalgamé qui constitue le pôle négatif.

Le pôle positif est formé d'un cylindre de charbon qui plonge dans le vase poreux.

Le dépôt se produit soit à chaud, soit à froid. Pour les gros objets on préfère employer la dorure à froid, à cause de la difficulté de chauffer des bains de quelque importance ; mais la dorure à chaud donne des couleurs plus vives, et, à égale quantité d'or, elle est plus solide.

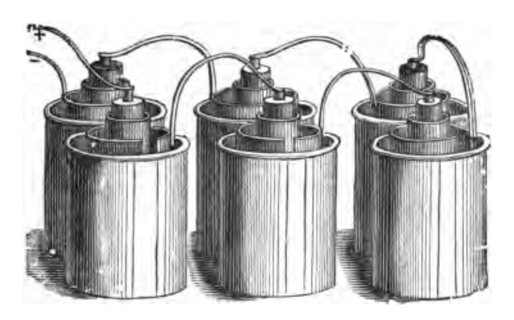



FIG. 64. — Pile de Bunsen de six éléments en tension.

Pour opérer à froid, on place le bain dans une auge en grès, en faïence ou en bois recouvert de gutta-percha. On prend comme pôle positif ou anode une barre d'or vierge soutenue par des fils de platine ; au pôle négatif, à la cathode, on place un châssis de laiton auquel sont suspendus les objets à dorer.

L'anode en or se dissout bien dans le bain, mais pas assez rapidement pour maintenir sa richesse constante, aussi est-on obligé d'ajouter de temps en temps un sel d'or, oxyde ou chlorure et même un peu de cyanure de potassium.

La dorure à froid doit s'effectuer très lentement avec un courant faible.

Pour la dorure à chaud, on place le bain dans une capsule en porcelaine ou en fonte émaillée que l'on chauffe à une température comprise entre 50 et 80°. L'anode est en platine, et les objets à dorer sont tenus à la main par un crochet. La dorure est très rapide, quelques minutes suffisent.

La dorure peut être appliquée directement sur l'argent, le cuivre et ses alliages, le fer, la fonte et l'acier. Cependant il est préférable pour l'argent, la fonte et l'acier, de procéder à un cuivrage préalable.

On peut employer aussi pour la dorure les dynamos, comme on le fait dans l'industrie pour l'argenture. On peut utiliser aussi les accumulateurs.

## II.

## Médailles.

L'or est aussi utilisé pour la fabrication des médailles, des jetons et des pièces de fantaisie, mais cette fabrication constitue un monopole réservé à la Monnaie de Paris[1]. Une exception est faite pour les médailles de sainteté, encore n'est-ce qu'une tolérance. Ces médailles frappées à la Monnaie portent sur la tranche l'empreinte du poinçon du directeur de la fabrication. Elles sont au titre de 916 millièmes.

Les médailles ne sont pas comme les monnaies, dont nous allons nous occuper maintenant, soumises à un droit de garantie.

1 Voy. Riche, *Monnaies, médailles et bijoux*. Paris, 1889, p. 27 (Bibliothèque des connaissances utiles).

## III.

## Monnaies.

Les transactions sont, à l'origine des sociétés, très rudimentaires, elles ne consistent le plus souvent pour deux régions voisines que dans le simple échange de leurs productions naturelles ; mais, avec la découverte des métaux, naît l'idée d'épargne et la tendance à échanger les productions et le travail contre des objets inaltérables et susceptibles d'être conservés. C'est la première origine des monnaies, et, presque dès le début, on a utilisé l'or pour ces transactions. Les métaux précieux furent d'abord utilisés en lingots, de nos jours encore le commerce, en certains points de l'Extrême-Orient, s'effectue avec des lingots et des balances portatives ; puis on utilisa des rondelles de métal ayant un poids déterminé et des signes de reconnaissance correspondant à ce poids. Mais ce droit de battre monnaie est dès l'origine considéré comme souverain et sur les plus anciennes monnaies on trouve déjà le nom du prince ou celui de la ville, ce n'est que plus tard que l'on rencontre l'effigie chez les anciens comme chez les modernes. Trois métaux servent à peu près exclusivement à la fabrication des monnaies, ce sont l'or, l'argent et le cuivre. Les premières monnaies d'or étaient en métal presque pur, son usage se répandit surtout depuis Jules César.

Nous ne suivrons pas, même en France, les monnaies depuis leur origine.

La diversité la plus grande règne entre les monnaies des différentes provinces ; les rapports de l'unité monétaire avec ses multiples et ses divisions sont d'une complication extrême.

L'unité généralement adoptée était en France la livre tournois, dont la vingtième partie était le sol, qui avait à son tour un sous-multiple, le denier, valant un douzième de sol.

Nous ne parlerons pas de leur valeur. Les variations en étaient tellement brusques, pouvant se reproduire jusqu'à 26 fois en une même année, comme en 1720, qu'il est impossible d'en dégager une valeur moyenne.

Nous prendrons l'étude de la monnaie en France au moment où disparaissent les divers systèmes de poids et de mesures qui régnaient dans les diverses provinces, et où le système métrique et le système décimal sont appliqués aux poids et aux dimensions des monnaies, c'est-à-dire au 18 germinal an III (7 avril 1795).

Les premières décisions n'atteignant d'abord que la monnaie d'argent, ce ne fut qu'en l'an XI que la nouvelle monnaie d'or fut établie, en prenant pour rapport de la valeur des 2 métaux précieux le rapport de 1 à 15,5.

Le titre, c'est-à-dire le rapport entre le poids de métal précieux et le poids de la pièce, fut fixé à 0,9. La première pièce créée fut celle de 20 francs dont le poids fut fixé à $6^{gr},452$. Quarante ans plus tard, le 3 mai 1843, la pièce de 10 francs est créée, elle est suivie 11 ans après, le 12 janvier 1854, de la pièce de 5 francs en or. La même année voit décider la création de pièces de 50 francs et de 100 francs en or.

La création successive de ces monnaies, la persistance des pièces anciennes, a causé en France, dès le début, une confusion à vrai dire inévitable, mais, à partir de 1852, toutes les dispositions sont prises et les dimensions, le poids et le titre de toutes les monnaies, même de celle de billion, sont définitivement fixés [1].

1. Voy. A. Riche, *Monnaies, médailles et bijoux*, 1889 (Bibliothèque des connaissances utiles).

### Système monétaire en France.

Nous avons en France comme pièces d'or les pièces suivantes :

| | | | | | |
|---|---|---|---|---|---|
| La pièce de | 100 fr. | qui pèse | 32gr | 25806 |
| — | 50 | — | 16 | 12903 |
| — | 20 | — | 6 | 45161 |
| — | 10 | — | 3 | 22580 |
| — | 5 | — | 1 | 61290 |

Toutes ces pièces sont au titre de 0,9 ; nous faisons figurer dans ce tableau la pièce de 5 francs, bien que sa fabrication soit arrêtée depuis le 1er février 1878.

Les poids des pièces d'or sont, comme on le voit, loin d'être simples. Quel que soit le soin que l'on prenne dans leur fabrication, il est impossible de donner à une pièce le poids rigoureux qu'elle doit avoir, et à une fonte un titre absolument exact. On est donc obligé d'admettre pour les poids et pour le titre une certaine erreur dont la limite porte le nom de tolérance. Elle est pour le titre de 1/1000 soit en dessus, soit au-dessous du titre légal.

Pour le poids, la tolérance est de 1 gramme par kilogramme pour les pièces de 100 francs et 50 francs, de 2 grammes par kilogramme pour les pièces de 20 francs et de 10 francs.

### Système monétaire à l'étranger.

Nous ne pouvons aborder ici l'étude des divers systèmes monétaires appliqués dans les autres pays.

Nous nous contenterons de dire qu'au point de vue de la numération décimale et du poids métrique les divers pays peuvent se ranger en deux grands groupes :

1° Le groupe qui a adopté le système français ;

2° Le groupe qui n'a point adopté ce système et qui comprend l'Angleterre, la Russie, l'Inde française.

Enfin, certains pays, comme les États-Unis, la Turquie, la Chine et le Japon, constituent un groupe intermédiaire qui a adopté la numération décimale, mais a laissé de côté les poids métriques.

Lu Russie fabrique pourtant des pièces d'or au même poids et au même titre que les pièces françaises.

### Mono et bimétallisme.

Tous les peuples, comme nous l'avons vu, emploient pour leur monnaie l'or et l'argent. Que signifient donc ces termes de monométallistes appliqués à certains pays de bimétallistes sous lesquels d'autres sont désignés ?

Chez les pays bimétallistes, la frappe des deux métaux précieux est libre et illimitée. Les paiements peuvent se faire intégralement et à volonté avec l'un ou l'autre métal, ce qu'on exprime en disant que l'or et l'argent ont une force libératoire égale et complète. De plus, quelles que soient les fluctuations commerciales, leur valeur demeure invariablement ce qu'elle a été fixée par convention.

Dans les pays monométallistes, un des deux métaux est frappé librement et d'une manière illimitée ; lui seul possède la force libératoire entière.

La frappe de l'autre métal est limitée par l'État, suivant une base évaluée à une certaine quotité par habitant.

Son emploi dans les paiements ne peut atteindre qu'une somme minime que l'on ne peut dépasser; en d'autres termes, sa force libératoire n'est pas entière, sa valeur réelle est inférieure à sa valeur légale, nominalement il devient une monnaie fiduciaire, jouant vis-à-vis des pièces en métal étalon le rôle d'appoint.

Nous ne chercherons pas ici à déterminer quel est de ces deux systèmes le plus avantageux ? la question est par trop complexe, et relève surtout de l'économie

politique, nous nous contenterons de faire remarquer que les métaux précieux, même à l'état de monnaies, constituent au fond des marchandises, marchandises qui, il est vrai, sont regardées, grâce à leurs qualités physiques, comme privilégiées et acceptées de tous, à cause de la marque qui en certifie la nature et l'authenticité.

Qu'un accord général revête un produit de ce caractère officiel, lui assigne une valeur légale, la chose est compréhensible, mais il est plus difficile de s'expliquer l'application du même caractère à deux substances, qui sont en somme des produits naturels dont la valeur relative est sujette aux fluctuations que l'offre et la demande font éprouver à toute marchandise. Quoi qu'il en soit, il nous semble utile d'exposer ici les diverses phases qu'a subies en Europe, et surtout en France, cette question du mono et du bimétallisme.

Chez tous les peuples anciens, l'or et l'argent paraissent avoir servi à fabriquer les monnaies, avec une force libératoire égale.

En France, dès le XVII[e] siècle, on se préoccuppait de régler la valeur relative des deux métaux, de façon à ne point faire de l'extraction de l'un d'eux ùn appât pour la spéculation.

C'est la République de 1789 qui inaugura pour notre pays une ère monétaire nouvelle. Le texte de la loi de Thermidor présente pour l'or et l'argent une différence capitale. Tandis que dans les pièces d'or on lit au centre le poids de la pièce, dans les pièces d'argent figure au centre la valeur de la monnaie.

C'est le monotémallisme de l'argent, dans lequel l'or n'a plus qu'une valeur marchande, et ce choix de l'argent n'était malheureusement que trop justifié, par la faiblesse des relations internationales, le peu de prospérité du commerce et la pauvreté de la nation.

Dès le 23 brumaire an XI, M. Gaudin préconise l'introduction d'un étalon d'or en fixant à 15 et demi le rapport de l'or à l'argent. Il obtint gain de cause et le bimétallisme fut rétabli.

Mais, en 1864, les mines d'or de Californie, d'Australie, de l'Oural commencent à donner de grandes quantités d'or et l'argent par contre coup s'écoule de notre pays.

Cette affluence d'or sur les marchés émut les différents gouvernements et leur fit craindre une baisse de ce métal. Pour parer à cet inconvénient, la Prusse et l'Autriche et les États de la Confédération Germanique adoptèrent l'étalon unique d'or.

La France, la Russie, l'Italie, la Suisse eurent recours à l'abaissement du titre des monnaies divisionnaires. C'était une atteinte au bimétallisme puisque ces pièces ne pouvaient plus avoir une force libératoire illimitée; c'était malheureusement aussi une atteinte au système décimal. Mais, dès 1867, l'argent commençait à subir une dépréciation considérable, et, en 1889, la pièce de 5 francs ne représentait plus qu'une valeur réelle de 3 fr. 60 et cette baisse ne semble nullement s'être atténuée.

De là un danger pour les pays bimétallistes, comme les Etats-Unis et la France, ou pour ceux qui sont monométallistes d'argent.

Dans ces pays, en effet, le métal en baisse, l'argent, s'accumule, tandis que le métal en hausse est soutiré et drainé au dehors.

Le remède ne serait-il pas dans l'adoption des résolutions prises en 1867 par la conférence internationale monétaire, qui réclamait l'établissement de l'étalon d'or comme monnaie internationale, en laissant à chaque pays la latitude de garder ou de prendre transitoirement l'étalon d'argent. Mais ici la question

s'élargit et sort des cadres de cet ouvrage. Tout en reconnaissant les grands services que pourrait rendre à la civilisation l'adoption d'une monnaie unique, qu'il nous soit permis de faire remarquer, et c'est par là que nous terminerons ce court historique de la question, que l'établissement d'une monnaie internationale, si séduisant soit-il, ne nous paraît logique, viable et pratique, qu'autant que l'uniformité des poids et mesures sera réalisée entre tous les pays.

---

# CINQUIÈME PARTIE

## DOSAGE DE L'OR

Le dosage de l'or, en raison de la valeur élevée du métal, doit se faire avec la plus grande précision. Le plus souvent, on détermine directement l'or en le pesant à l'état métallique, et les balances de précision dont on dispose permettent d'évaluer facilement un dixième de milligramme. Quelquefois, quand on a affaire à des alliages spéciaux d'or et d'argent, c'est l'argent qui est déterminé directement, et l'or est évalué par différence. La méthode employée diffère suivant la nature de la matière aurifère. On détermine souvent le métal par la voie sèche qui permet d'obtenir avec facilité des résultats exacts. On n'emploie la voie humide que lorsqu'il est impossible d'évaluer différemment le métal, et, dans ce cas, on pèse l'or à l'état métallique.

Nous allons examiner successivement les deux sortes de matières aurifères qu'on a à analyser : les minerais et les alliages. Pour l'étude détaillée de ce chapitre nous renvoyons à l'ouvrage de MM. Cumenge et Fuchs (3e volume).

### I.

### Essai des minerais d'or.

#### Généralités.

L'essai des minerais d'or se fait presque partout par

voie sèche. Le plan de l'opération consiste à concentrer l'or dans un culot de plomb, et cela de deux façons différentes : par fusion dans un creuset, ou plus rarement par scorification. Le culot de plomb obtenu par l'une ou l'autre méthode est ensuite soumis à la coupellation où le plomb est oxydé et éliminé, alors qu'il reste un bouton d'or métallique qui est pesé.

Si la matière aurifère renferme de l'argent ou des métaux du groupe du platine, ils restent dans le bouton d'or, on les sépare ultérieurement par *inquartation* et *départ*, et quelquefois, ainsi que nous le verrons, par des méthodes spéciales.

La méthode employée dans chaque cas varie avec la richesse du minerai, la nature de sa gangue et la présence ou l'absence de composés des métaux bas. En règle générale, aux minerais qui contiennent moins de 2 onces d'or à la tonne, il convient d'appliquer la méthode par fusion, de façon à opérer sur une quantité de matière relativement élevée. Les minerais riches peuvent être essayés par fusion ou par scorification, les erreurs résultant des faibles quantités de matière employées avec cette dernière méthode étant dans ce cas moins importantes.

Les minerais tellurés, arsénicaux ou antimoniaux, ceux qui renferment de l'étain, du nickel ou du cobalt, doivent tous être scorifiés, si possible, mais dans ce cas il vaut mieux de procéder à l'essai ordinaire au creuset et de scorifier ensuite le culot de plomb obtenu. Ces minerais peuvent cependant être analysés par l'une ou l'autre méthode.

**Prise d'échantillon.**

La valeur d'un essai dépend beaucoup du soin qu'on a mis à prélever l'échantillon.

L'échantillonnage doit se faire par des moyens

automatiques, indépendants de la volonté ou du jugement de l'essayeur.

En ce qui concerne le quartz, ainsi que nous l'avons vu, un concassage précède le broyage et l'amalgamation des minerais, et c'est à la sortie du concasseur à mâchoires (crusher) que l'on peut facilement prélever, à intervalles réguliers, de petites portions de minerai concassé, en fragments de grosseur variable, depuis la poussière jusqu'à la grosseur de 4 à 5 centimètres de côté. D'après MM. Cumenge et Fuchs, il suffit de prendre, toutes les demi-heures, une pelletée de fragments à la sortie du crusher ou du self-feeder (appareil fournisseur automatique alimentant les batteries de pilons). L'ensemble de ces prises est mis dans une caisse spéciale pour chacune des batteries.

Chaque caisse est vidée séparément sur une toile caoutchoutée d'un mètre carré environ, et on procède au cassage au marteau, sur un tas en fonte, de tous les morceaux dépassant la grosseur d'une noix. L'ensemble est ensuite bien mélangé et on lui donne, sur la toile, une forme régulière. On prend le quart de la masse, que l'on soumet de nouveau à un concassage dans un gros mortier de fonte. Un nouveau mélange sur la toile et un nouveau prélèvement d'un quart de la masse sont ensuite effectués. Cette dernière partie est seule soumise à un broyage complet.

Aux États-Unis, on emploie un procédé qui abrège beaucoup l'opération du broyage au mortier avec tamisages successifs. Comme outils, on se sert d'une plaque en fonte dressée, d'un mètre carré environ de surface et d'un broyeur de forme spéciale appelé *Grinder,* muni d'un manche en bois. Le grinder, en fonte, a la forme d'un bloc prismatique à surface inférieure convexe, absolument comme ces tampons en papier buvard usités dans tous les bureaux; il pèse de

5 à 10 kilogrammes. On le promène alternativement sur toute la surface de l'échantillon étalé sur la plaque, et en quelques minutes la masse totale est suffisamment porphyrisée, ce que l'on reconnaît au toucher. On donne une forme régulière à la masse à l'aide d'un racloir, puis on la subdivise en quatre parties égales dont trois sont rejetées. Une nouvelle porphyrisation, suivie d'une nouvelle subdivision, ramène le poids de l'échantillon définitif à quelques centaines de grammes.

Pour les pyrites aurifères, produits de la concentration des minerais quartzeux, la prise d'échantillon est plus simple, puisqu'elle porte sur des matières finement broyées, et la méthode de subdivion après mélange, que nous venons d'exposer, s'applique facilement.

Quant aux tailings, recueillis dans un seau à intervalles successifs, à la sortie des appareils de concentration, ils sont, après décantation, desséchés; puis on procède également par subdivision.

Au *Colorado*, où l'on traite des minerais complexes, la prise d'essai est faite de la façon suivante : le minerai, passé préalablement au concasseur et au broyeur, tombe par un tube vertical sur le sommet d'un cône, incliné à 45°, dont la surface présente deux ou plusieurs fenêtres longues, limitées par deux génératrices et deux sections droites. On comprend que, si les fenêtres occupent la neuvième partie de la longueur d'une section droite, il tombera à travers elles environ la neuvième partie du minerai passé dans l'appareil. Le cône est placé sur un entonnoir qui dirige dans un seau la partie du minerai qui a passé par les fenêtres du cône. L'autre partie du minerai tombe, autour du cône, dans une caisse à fond incliné, d'où on la retire à volonté.

La partie de minerai prélevée dans le seau doit être

divisée pour arriver à un poids moins élevé. Pour cela, on se sert d'un casier en métal, muni de deux poignées et présentant dans sa longueur 12 cloisons équidistantes. Des 13 compartiments ainsi formés, 7 n'ont pas de fond, les 6 autres sont fermés par le bas. On place le casier sur une table, on verse à sa surface assez de minerai pour combler à peu près toutes les cases, on enlève le casier par les poignées et on verse le contenu des cases munies de fonds dans une augette dont on divise le contenu, par le même moyen, jusqu'à ce qu'on obtienne un poids de minerai de 4 ou 5 kilogrammes.

Cette prise d'essai est ensuite broyée et mélangée intimement sur une table en fonte au moyen du « grinder » décrit un peu plus haut, et qui, au Colorado, pèse de 10 à 15 kilogrammes. La prise d'essai, ainsi effectuée, est réunie dans une sébile et doit peser de 500 à 700 grammes, suivant le nombre d'essais que l'on a à effectuer.

On lá broie très finement sur la table en fonte, préalablement bien nettoyée, au moyen d'un grinder de même forme que le précédent, mais ne pesant que 2 kilogrammes.

La poudre, ainsi préparée, est encore divisée au moyen du petit casier, et le résultat de cette division, placé dans une sébile, passe au laboratoire pour les essais.

### Méthode par fusion au creuset.

Ce procédé comprend trois phases : la fusion, la coupellation et le départ.

#### 1° Fusion.

Le but de cette opération est de concentrer les métaux précieux dans un culot de plomb et de scorifier,

avec les réactifs nécessaires, toutes les gangues quartzeuses. La fusion se fait dans des creusets en terre réfractaire (rarement en fonte) chauffés dans un four à vent, au coke, charbon de bois ou à l'anthracite. Les dimensions du four dépendent de la quantité de charges qu'on veut faire à la fois et aussi de la nature du combustible, le charbon de bois exigeant plus de place que le coke.

Si l'on ne veut faire qu'une seule fusion à la fois, la surface de la grille est de 50 centimètres cubes, alors qu'un four de 85 centimètres cubes peut contenir 9 creusets.

Aux États-Unis, on effectue les fusions dans des mouffles analogues à ceux employés pour la coupellation que nous décrirons plus loin. L'avantage, c'est que ces mouffles sont plus propres et donnent une température plus uniforme que les fours. Un mouffle un peu grand peut contenir six ou huit creusets à la fois.

Les creusets en terre réfractaire doivent pouvoir résister à de hautes températures et à l'action corrosive des matières en fusion. Leur forme, assez variable, répond en général à l'un des trois types suivants : le creuset français, le creuset de Saxe et le creuset du Colorado. Le premier diffère des deux autres en ce qu'il est plus épais au fond, il exige par conséquent un recuit très soigné. Le creuset de Hesse est d'une texture plus grossière que les autres, il renferme une plus grande proportion de sable. Les creusets du Colorado sont généralement fabriqués pour la fusion au mouffle.

On opère sur un poids de la substance à essayer variable avec la teneur et d'autant plus grand que celle-ci est plus faible. Ce poids est généralement compris entre 20 et 100 grammes.

Avec des substances principalement quartzeuses et de teneur comprise entre 0,00002 pour 100 et 0,00004

pour 100, on opère sur un poids variant de 50 grammes à 25 grammes environ.

En Angleterre et en Amérique, on prend pour unité de poids, dans la pesée du minerai et des réactifs, l' « *assay-ton* » qui contient autant de milligrammes qu'une tonne renferme d'onces, c'est-à-dire 32,666 ou $32^{gr},666$.

**Charges.** — La charge pour une fusion varie selon la nature du minerai. Nous allons donner ici les proportions de minerai et de réactifs suivant les différents auteurs :

*Formule de Mitchell*[1] *:*

| | | |
|---|---|---|
| Minerai. . . . . . . . . | 1 | Assay-ton. |
| Carbonate de soude. . . . . | 1 | — |
| Litharge. . . . . . . . . | 5 | — |
| Verre de borax. . . . . . | 1 | — |
| Sel (pour couvrir). . . . . | 1 | — |

En plus la quantité de nitre nécessaire pour assurer la formation d'un culot de plomb pesant environ 200 grammes ; cette quantité peut seulement être déterminée par un essai préliminaire.

*Formule d'Aaren :*

| | | |
|---|---|---|
| Minerai. . . . . . . . | 1 | Assay-ton. |
| Carbonate de soude. . . . | 3 | — |
| Litharge. . . . . . . . | 1 | — |
| Borax. . . . . . . . . | 1/2 | — |
| Soufre. . . . . . . . . | 1/5 | — |
| Fer. . . . . . . . . . | 3 | clous. |
| Verre. . . . . . . . . | | |
| Sel (pour couvrir). . . . | | |

Faire fondre et laisser encore vingt minutes à une forte chaleur.

Lorsque les minerais ne contiennent que de faibles

1. Mitchell, *Manual of practical Assaying, intended for the use of Metallurgists*. London, 1854, Hipp. Baillière.

quantités de métaux bas, Brown et Griffiths recommandent la formule suivante :

| | | |
|---|---|---|
| Minerai.. . . . . . . . | 1 | Assay-ton. |
| Carbonate de soude. . . . | 1 1/2 | — |
| Litharge. . . . . . . . | 1 1/2 | — |
| Verre de borax. . . . . | 1/2 | — |
| Carbonate de potasse. . . | 1/2 | — |
| Silice. . . . . . . . . | 1 | — |
| Charbon de bois.. . . . . | 6 | grammes. |
| Sel (pour couvrir). . . . | | |

Pour ces minerais qui ne contiennent que de très faibles proportions de métaux bas, *Percy* recommande la formule suivante :

| | | |
|---|---|---|
| Minerai. . . . . . . . . . | 1/4 à 1 | Assay-ton. |
| Minium. . . . . . . . . . | 1 | — |
| Carbonate de soude et borax. . | 1 | — |
| Charbon de bois. . . . . . . . | 0 gr 85 à 1 gr 10. | |

*Formule de Rivot :*

| | | |
|---|---|---|
| Minerai. . . . . . . . . . . | 1 | partie. |
| Borax. . . . . . . . . . . | 1 | — |
| Carbonate de soude. . . . . . | 1 | — |
| Litharge.. . . . . . . . . . | 2 | — |

Lorsque les matières sont arrivées à l'état de fusion tranquille, Rivot introduit dans le creuset, en 3 ou 4 fois, 60 grammes de litharge intimement mélangée avec 2 grammes de charbon [1].

Les proportions dans lesquelles il faut introduire chaque substance dépendent de la nature du minerai. Un « *assay-ton* » de celui-ci est suffisant lorsque la teneur varie entre 5 et 10 onces à la tonne. Avec des minerais très pauvres on prend 2, 3 et même 4 « *assay-ton* », et avec des minerais très riches un demi « *assay-ton* » suffit. Autrefois les essayeurs ne cherchaient pas

1. Rivot, *Principes du traitement des minerais métalliques*. Paris, Dunod.

de réduire toute la litharge ou tout le minium, une partie était laissée dans la scorie, formant des silicates facilement fusibles. Aaren a, le premier, décrit la méthode de réduction totale de la litharge employée ; dans ce cas, la gangue se scorifie par le carbonate de soude, le borax ou la silice, et les métaux bas se séparent à l'état de matte. L'avantage de cette méthode est que le culot de plomb n'est pas contaminé par le cuivre, et que le creuset est très peu attaqué.

La litharge ou le minium est ajouté en proportion égale à au moins deux fois le poids du minerai. Trop de litharge rend la scorie impure et donne lieu à des pertes d'argent et d'or.

Le carbonate de soude est employé pour rendre la silice fusible, tandis que le borax a pour objet de prévenir la corrosion du creuset et de rendre la scorie plus liquide. Les proportions de ces réactifs varient encore avec la nature du minerai. Avec des oxydes métalliques difficilement fusibles, tels que l'oxyde de zinc ou le sesquioxyde de fer, on doit augmenter sensiblement les proportions de carbonate de soude et de borax.

La silice n'est ajoutée qu'avec des minerais contenant beaucoup de chaux, de baryte, des composés des métaux bas, ou, en général, lorsque le minerai ne renferme pas beaucoup de quartz. Dans ces cas, elle active la fusion et protège le creuset de la corrosion.

La quantité de charbon n'est pas non plus invariable. Théoriquement 1 gramme de charbon réduit 37$^{gr}$,15 de litharge pour donner 34$^{gr}$,6 de plomb ; mais pratiquement il est bien des causes qui viennent limiter cette action réductrice. C'est ainsi que le mélange de la substance et des réactifs étant intime, le charbon se trouve non seulement en contact avec la litharge, mais aussi avec les oxydes de la substance à essayer

et que ces derniers peuvent, par suite, brûler une certaine quantité du carbone destiné à la réduction de la litharge.

Il faudra donc, dans ce cas particulier, augmenter la proportion du réducteur et il est très difficile, même pour un chimiste très expérimenté, d'apprécier exactement la quantité de carbone qu'il convient d'employer pour obtenir un culot de plomb de poids convenable.

**Mode de travail.** — Le minerai, mélangé intimement avec les réactifs nécessaires, est introduit dans un creuset en terre réfractaire, assez grand pour n'être rempli que jusqu'à moitié par le mélange. On chauffe ensuite lentement au four à vent et jusqu'à ce que la matière soit parvenue à l'état de fusion tranquille.

D'après MM. Cumenge et Fuchs[1], la température ne doit pas être poussée trop vivement dès le début, car les globules de plomb métallique, provenant de la réduction de la litharge et disséminés dans toute la masse de la substance à essayer, mettent ainsi plus de temps à gagner le fond du creuset, restent, par suite, plus longtemps en contact avec la matière aurifère et entraînent finalement plus sûrement la totalité des métaux précieux.

D'un autre côté, la réaction du carbonate de soude sur les gangues siliceuses provoque un dégagement d'acide carbonique, et il faut éviter que ce dégagement, qui amène toujours un boursouflement des matières en fusion, ne soit assez vif pour donner lieu à des projections hors du creuset, dans ce but il est prudent de tenir le haut du creuset à une température élevée en le recouvrant de charbons ardents.

Lorsque la fusion est devenue tranquille, on laisse tomber le feu, puis, à la surface des matières en fusion

1. Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique*. Paris, Dunod.

on jette, d'après Rivot, en 3 ou 4 fois, 60 grammes de litharge et 2 grammes de poussier de charbon, en chauffant chaque fois vivement, de manière à rendre à la scorie sa fluidité primitive, et en laissant de nouveau tomber le feu. On donne un dernier coup de feu pour amener la scorie à l'état de fluidité parfaite, et l'opération est définitivement terminée.

Le but de ces additions de litharge est de faire traverser la scorie par une pluie de gouttelettes de plomb, de manière à entraîner les dernières traces de métaux précieux. On laisse refroidir le creuset avant chaque addition de litharge afin de prononcer le passage des gouttelettes de plomb à travers la scorie et aussi pour éviter le boursouflement que provoquerait le mélange de litharge et le charbon s'il était introduit dans le creuset trop chaud.

Aussitôt après le dernier coup de feu et pendant que la scorie est encore parfaitement fluide, on retire le creuset du four à vent, on le frappe contre le sol, de manière à bien rassembler le culot de plomb, puis on le laisse refroidir.

Lorsqu'il est froid, on le casse, on détache le culot de plomb de la scorie et on le nettoie soigneusement en le martelant sur une enclume.

Ce culot, dont le poids est généralement compris entre 30 et 40 grammes, doit être aussi exempt que possible de métaux étrangers.

Quant à la scorie, elle doit être parfaitement homogène, nettement vitreuse et ne renfermer, disséminée dans sa masse, aucune grenaille de plomb.

Dans les laboratoires d'usine, où l'on a journellement une quantité d'essais à faire, on économise les creusets, en versant leur contenu dans des moules en fonte, de telle sorte que chaque creuset peut servir à 5 ou 6 opérations.

**Grillage précédant la fusion.** — Les minerais qui renferment de grandes quantités de soufre, d'arsenic ou d'antimoine, sont souvent grillés et avec avantage avant d'être fondus au creuset. Le grillage se fait dans des pots en terre réfractaire, au mouffle, ou bien dans les creusets qui doivent ultérieurement servir à des fusions.

La température doit être tenue basse au commencement de l'opération, et le minerai doit être fréquemment remué avec une spatule en fer afin de prévenir le grillage du minerai et d'exposer chaque fois de nouvelles surfaces à l'air.

L'opération comprend deux phases : d'abord formation et volatilisation d'acides sulfureux, arsénieux et antimonieux. Au bout d'un certain temps, la flamme bleue provenant de la combustion du soufre disparaît, l'odeur devient moins forte, il se forme des sulfates, arséniates et antimoniates. En élevant la température, les sulfates sont décomposés, mais les arséniates et les antimoniates sont stables aux hautes températures et provoquent des pertes d'argent pendant la fusion. Pour prévenir leur formation, on peut griller le minerai dans un four à coke qu'on chauffe très graduellement, en faisant arriver une quantité limitée d'air. Dans tous les cas, le grillage est près d'être complet lorsque l'éclat qu'on produit en remuant le minerai se montre seulement en quelques points. On peut alors élever la température au rouge intense sans danger de fusion. L'opération est terminée lorsque, en remuant, le minerai garde une couleur uniforme. La fusion des minerais grillés exige moins de plomb que celle des minerais crus, mais plus de poussier de charbon, la proportion de ce dernier s'élevant à $2^{gr},5$ par « assay-ton » de minerai.

**Epuration de la scorie.** — Les scories de minerais

très riches retiennent suffisamment d'or pour nécessiter un traitement ultérieur. On les réduit en poudre et on les fait fondre avec 20 à 30 grammes de litharge, 10 à 12 grammes de charbon de bois et un peu de carbonate de soude. S'il se forme une matte ou un speiss pendant la première fusion, il faut refondre sans addition de charbon.

Le culot de plomb obtenu dans la seconde fusion est coupellé avec celui de la première, ou à part ; la scorie est généralement assez pauvre pour pouvoir être jetée. D'ordinaire on n'épure pas les scories provenant de minerais renfermant moins de 5 onces d'or à la tonne.

**Traitement des minerais pauvres.** — La difficulté de griller des minerais arsénicaux et antimoniaux peut être évitée en mélangeant 1 « assay-ton » de minerai, 65 grammes de minium, 28$^{gr}$,5 de carbonate de soude, 35$^{gr}$,5 de ferrocyanure de potassium, et en couvrant le tout de sel marin ou de borax.

Le culot est scorifié avec la matte formée avant la coupellation. Il vaut peut-être mieux de scorifier ces minerais, tout aussi bien que ceux qui renferment beaucoup de cuivre lorsqu'ils sont assez riches. Si ces minerais de cuivre sont pauvres, on peut les traiter de trois façons différentes : *a*) fusion avec des clous de fer, le culot de plomb devient cuprifère et peut être scorifié avec la matte ; *b*) grillage suivi de fusion et de scorification ; *c*) traitement avec de l'acide azotique qui élimine tout le soufre et tout le cuivre.

L'argent dissous dans la liqueur est alors précipité par une dissolution de sel ordinaire. Le résidu insoluble est séché et peut ensuite être fondu et coupellé.

Dans le traitement *c*, le culot de plomb est exempt de cuivre, dont la présence dans le plomb obtenu par les méthodes *a* et *b* rend la coupellation difficile.

Quelques essayeurs préfèrent concentrer le cuivre dans une matte qui retient toujours de l'or et doit être refondue.

### 2° Coupellation.

Nous ne nous étendrons pas sur la coupellation, renvoyant pour cela à l'essai des alliages d'or où cette opération sera décrite avec force détail.

Nous nous bornerons ici à quelques généralités que nous développerons dans le chapitre suivant.

La coupellation est une fusion oxydante à laquelle on soumet, soit le plomb d'œuvre aurifère obtenu par les moyens que nous venons de décrire, soit quelques alliages d'or additionnés d'une quantité convenable de plomb pauvre, et qui permet de séparer l'or, non seulement du plomb auquel il est associé, mais aussi des métaux étrangers qui l'accompagnent.

On opère sous le moufle et dans une capsule poreuse, appelée coupelle, formée d'os calcinés réduits en poudre et comprimés dans un moule.

Sous l'influence oxydante de l'air et à une température suffisamment élevée, le plomb se transforme en litharge qui fond au rouge et s'élimine peu à peu en pénétrant, à cet état, dans les pores de la coupelle. Tous les métaux, sauf ceux de la série noble, sont oxydés également, et les oxydes ainsi formés donnent avec la litharge des composés plus ou moins fusibles qui disparaissent également dans le corps de la coupelle.

Lorsque tout le plomb a été transformé en litharge et que celle-ci a été complètement absorbée, tous les métaux précieux restent isolés et forment, au centre de la coupelle, un petit bouton sphérique qu'on recueille avec soin.

Les métaux bas exercent une certaine influence sur la coupellation.

Le *fer* forme un oxyde qui ne fond pas rapidement avec l'oxyde de plomb, le culot de plomb est long à fondre. Dans la coupelle reste une scorie brune, qui entortille des globules de plomb et contient ainsi de l'or.

Pour éviter cela, autant que possible, il faut avoir soin de ne pas remuer la coupelle pendant l'opération. Le fer teint la coupelle en rouge.

Le *zinc* brûle avec une flamme bleue, et se volatilise en entraînant de l'or; il forme une scorie jaune pâle qui produit les mêmes effets que la scorie de fer. Le bouton est légèrement cristallin.

L'*étain* forme une scorie grise.

Le *cuivre* entraîne l'or dans la coupelle et n'est en général pas entièrement éliminé.

Le *nickel* et le *cobalt* ne s'oxydent pas aussi facilement que le cuivre; ils forment une scorie jaune foncé et colorent toujours la coupelle en vert. Le bouton est cristallin.

L'*antimoine* n'intervient pas s'il y en a moins de 1 pour 100 (Rivot).

En plus grande proportion, il entraîne de l'or en se volatilisant, et forme de l'antimoniate de plomb qui colore la scorie en jaune pâle, et qui est cause que souvent la coupelle se fêle.

L'*arsenic* a un effet analogue. Ces deux derniers métaux sont éliminés par la scorification, s'ils se présentent en grandes quantités.

Le *manganèse* colore la coupelle en noir et la corrode, il forme une scorie noire.

Le *chrome* donne une teinte rouge brique à la scorie et à la coupelle, l'*aluminium* une scorie grise; ces deux métaux retardent le cours de la coupellation.

Le *cadmium* forme un anneau noir près du bord intérieur de la coupelle, et donne une scorie brune.

Le *tellure* cause des pertes par volatilisation et, avec

quelques autres métaux, subdivise le bouton coupellé.

Le *bismuth* a des effets moins défavorables que les autres métaux, et peut être substitué au plomb. Cependant, d'après les expériences de M. E.-A. Smith, les pertes, spécialement par absorption par la coupelle, sont plus élevées qu'avec le plomb.

### 3° Inquartation et départ.

Ainsi que nous le dirons avec plus de détail dans le chapitre relatif à l'essai des alliages d'or (p. 388), le bouton d'or et d'argent obtenu par la coupellation est martelé et brossé afin de le débarrasser des crasses ou des cendres qui peuvent y adhérer. Il est ensuite pesé. Puis l'argent est éliminé par une solution d'acide nitrique; on pèse de nouveau, on a ainsi le poids de l'or. La différence entre le premier et le second poids donne celui de l'argent. Si le bouton contient plus du 1/4 de son poids en or, on ajoute une quantité d'argent suffisante pour former un alliage renfermant 4 fois moins d'or que d'argent, autrement une partie de l'argent resterait insoluble, protégée de l'action de l'acide par la couche extérieure de l'or.

La quantité d'argent à ajouter est calculée d'après la composition approximativement connue du bouton ou d'après sa couleur.

Un bouton jaune pâle contient toujours plus de 60 pour 100 d'or. L'addition de l'argent se fait dans le cas d'un petit bouton par fusion au chalumeau sur un morceau de charbon de bois; dans le cas d'un bouton plus gros, on l'enveloppe dans une feuille de plomb qu'on coupelle ensuite, c'est ce qu'on appelle *l'inquartation*. Le bouton, résultant de cette nouvelle coupellation, est martelé, enroulé en forme de cornet et traité par l'acide nitrique. Si, dans le premier bouton,

l'or entre pour moins de 1/4 du poids total, l'inquartation devient inutile.

Le *départ*, qui consiste précisément à avoir l'or pur en le séparant par l'acide nitrique, se fait dans un creuset de porcelaine ou dans un « matras de départ » suivant que le bouton est petit ou gros. L'argent, le palladium et un peu de platine sont éliminés dans la solution, mais la plus grande partie du platine, et tout le rhodium, tout l'iridium, etc., restent avec l'or.

Nous verrons par quels moyens il faut procéder quand on soupçonne la présence de ces métaux.

### 4° Examen des réactifs de la coupellation.

Les flux sont généralement exempts de métaux précieux, mais la litharge, le minium et le plomb granulé contiennent de faibles quantités d'argent et même d'or, qu'on estime par une fusion avec du charbon de bois (par scorification dans le cas du plomb granulé) suivie d'une coupellation.

### 5° Examen de la coupelle.

Dans le cas de minerais riches, d'appréciables quantités d'or sont entraînées dans la coupelle, surtout si le culot de plomb renferme beaucoup de cuivre. On détache les crasses et on concasse et pulvérise la coupelle pour fondre avec les réactifs suivants :

| | | |
|---|---|---|
| Poudre de la coupelle.. . . . | 100 | parties. |
| Spath fluor. . . . . . . . . | 75 | — |
| Sable. . . . . . . . . . . | 75 | — |
| Carbonate de soude. . . . . | 100 | — |
| Borax.. . . . . . . . . . | 50 | — |
| Litharge. . . . . . . . . . | 50 | — |
| Charbon de bois en poudre.. . | 4 | — |

La fusion de ce mélange se fait dans un creuset en terre, et le culot de plomb qui en résulte est coupellé.

**Méthode par scorification.**

Ainsi qu'il a été établi, cette méthode est spécialement applicable aux minerais complexes, aux minerais très riches et aux minerais qui sont principalement précieux pour l'argent qu'ils renferment.

La scorification est une fusion oxydante de la matière à essayer au contact du plomb pauvre. Dans cette opération, le soufre, l'arsenic, l'antimoine, le tellure sont oxydés, en partie sous l'influence de l'air, en partie sous l'influence de la litharge formée. Il en est de même du fer, du cuivre, du zinc, du nickel, du cobalt et de l'étain dont les oxydes combinés avec la litharge scorifient le quartz et les gangues terreuses, s'il y en a; ces dernières exigent, en général, l'addition de borax. Quant aux métaux précieux, ils sont concentrés dans le plomb non oxydé, qui se rassemble sous forme de culot et qui sera ultérieurement soumis à la coupellation. Dans cette méthode les pertes sont faibles, la scorie principalement composée de litharge étant basique, alors que le bain de plomb est toujours pauvre, de sorte qu'il y a là peu de perte du précieux métal par volatilisation. De plus, les opérations sont faciles à conduire et ne varient pas beaucoup selon les différents minerais. Pour ces raisons, ce procédé est généralement préféré à la fusion au creuset, en Allemagne et aux États-Unis, où l'on fait différents essais pour scorifier ensemble les culots de plomb, si le minerai est pauvre.

Le principal inconvénient de la méthode réside en ceci, qu'on ne peut traiter que de faibles quantités de minerai, de sorte que la présence d'une ou de deux parcelles d'or métallique peuvent entacher d'erreur les résultats.

La scorification s'effectue dans un moufle à une plus haute température que la coupellation, tempéra-

ture qui doit être suffisamment élevée pour fondre la litharge quand celle-ci est contaminée par de la silice et des oxydes de cuivre, de fer et de manganèse. Elle est généralement de 1050 à 1100 degrés C.

**Charges.** — La matière à essayer, réduite en poudre fine, est mise dans un petit vase en terre réfractaire peu profond, de 6 à 8 centimètres de diamètre, appelé *scorificatoire*, que l'on enduit intérieurement de sanguine, afin de le rendre imperméable aux matières fondues.

La forme intérieure de ce scorificatoire est sensiblement évasée vers le haut, afin que la matière à essayer présente à l'action oxydante de l'air une surface plus considérable. Les charges consistent en environ 3 grammes de minerai, 30 à 60 grammes de plomb en grains et quelques centigrammes de verre de borax. L'addition du borax est surtout utile si les gangues sont terreuses ; elle prévient l'action corrosive des oxydes sur les parois du scorificatoire et permet d'amener les scories à l'état de fluidité convenable. Il faut éviter d'en ajouter une quantité trop forte dès le début de l'opération, parce que le borax, en fondant, formerait au-dessus du plomb et de la matière à essayer une couche protectrice qui retarderait l'action de l'air.

Voici le tableau d'une charge donné par Rickets :

| CARACTÈRE DE LA GANGUE | POUR UNE PARTIE DE MINERAI | |
|---|---|---|
| | PARTIES DE PLOMB GRANULÉ | PARTIES DE VERRE DE BORAX |
| Quartzeuse. . . . . . . | 8 | 0 |
| Basique. . . . . . . . | 8 | 0,25 à 1,00 |
| Galène.. . . . . . . . | 5,6 | 0,15 |
| Arsenicale.. . . . . . | 16 | 0,10 à 0,50 |
| Antimonieuse.. . . . . | 16 | 0,10 à 1,00 |
| Fahlerz. . . . . . . . | 12 à 16 | 0,10 à 0,15 |
| Pyrites de fer. . . . . | 10 à 15 | 0,10 à 0,20 |
| Blende.. . . . . . . . | 10 à 15 | 0,10 à 0,20 |

**Mode de travail.** — L'opération doit être conduite de la façon suivante : on mélange dans le scorificatoire le minerai avec la moitié du plomb requis par l'essai, on étend au-dessus le reste du plomb et on recouvre le tout avec du borax.

Lorsque le moufle est au rouge cerise, on y introduit le scorificatoire et on ferme la porte jusqu'à ce que la fusion soit complète. Pendant cette période, appelée *période de premier grand feu,* l'action oxydante de l'air est presque nulle, mais le plomb fondu entraîne la majeure partie des métaux précieux renfermés dans la substance aurifère.

La fusion une fois complète, on ouvre la porte du moufle et la scorification commence.

Le plomb, les sulfures, les sulfo-arséniures s'oxydent rapidement ; la litharge formée agit elle-même comme oxydant et active la décomposition des sulfures, arséniures et antimoniures, puis, associée au borax, elle forme avec les oxydes métalliques et les gangues terreuses des composés fusibles qui, se combinant eux-mêmes avec la silice, donnent naissance à une scorie parfaitement fluide qui forme un anneau autour du plomb fondu, anneau qui apparaît au centre sous forme de ménisque connexe. On pousse alors activement le feu afin d'achever rapidement la scorification. Pour enlever à la scorie les dernières traces de métaux précieux qu'elle pourrait encore retenir, on jette quelquefois à la surface du bain, enveloppés dans un papier de soie, 10 à 20 centigrammes de charbon de bois en poudre ; on réduit ainsi une certaine quantité de litharge, et le plomb, sous forme de fines gouttelettes, traverse la scorie, entraînant avec lui tous les métaux précieux qui pouvaient y être disséminés.

On ferme alors le moufle et on donne un dernier coup de feu. C'est la *période du second grand feu* qui

commence et qui a pour but d'amener le plomb et la scorie à un état de fluidité parfaite. Lorsque ce résultat est atteint, l'opération est définitivement achevée.

On retire alors le scorificatoire du moufle et on verse la masse fondue dans un moule conique en fonte en se servant d'une pince spéciale qui permet de saisir latéralement le scorificatoire à l'aide d'une fourche, et l'empêche de s'échapper lorsqu'on le renverse pour le vider en le maintenant au moyen de la deuxième branche.

Lorsque la matière est refroidie, elle se détache facilement du moule et l'on sépare la scorie du culot de plomb.

On bat ce dernier avec un marteau, pour en détacher les particules de scorie encore adhérentes, puis on lui donne une forme grossièrement prismatique afin de le rendre plus facilement maniable dans les opérations ultérieures de la coupellation.

**Pertes.** — Les pertes éprouvées dans ce procédé sont principalement dues aux températures impropres aux différentes phases. Si le moufle est trop froid au début, la scorie retient de l'or. Cette basse température initiale se traduit souvent par la présence de petits morceaux blancs de sulfate de plomb à la surface de la scorie après la coulée. Si la scorie est pâteuse on ajoute du borax, mais elle est alors riche. Il vaut mieux recommencer avec moins de minerai ou plus de plomb. Lorsqu'on essaie des sulfures très riches, on obtient souvent des résultats qui ne concordent pas. Stetefeld conseille dans ce cas d'attaquer les sulfures par de l'acide azotique, de sécher les résidus insolubles et de les scorifier.

Les minerais tellurés donnent souvent des résultats faux, dus à la volatilisation de l'or. Ricketts prétend qu'un grand excès de litharge ou de plomb écarte cet inconvénient. Pour les tellurures riches, il emploie 60

à 100 parties de plomb et il opère dans un scorificatoire très grand. Le tellure doit être éliminé avant la coupellation, sans cela on obtiendrait un bouton d'or divisé en petites parcelles.

### Découverte de l'or dans les minerais.

Nous avons déjà vu comment, au moyen d'instruments tels que le pan, la batée, le berceau, etc., on peut se rendre compte de la présence de l'or dans les sables des alluvions. On emploie une méthode analogue dans le cas du quartz aurifère après qu'il a été broyé.

Si les concentrés obtenus dans chaque cas contiennent des sulfures, on les recueille, les grille ou les traite par de l'acide nitrique et on les broye à nouveau. Les parcelles légères d'oxyde de fer peuvent alors être séparées de l'or par un simple lavage, ou encore à l'aide d'un aimant.

Voici un procédé indiqué par M. Wm. Skey, qui lui aurait donné d'excellents résultats.

L'échantillon d'or est grillé, puis mis en digestion avec un volume égal d'une dissolution d'iode dans l'alcool, et cela pendant un temps variant de 20 minutes à douze heures, suivant le degré de richesse de minerai. On trempe alors un morceau de papier-filtre suédois dans la liqueur qui surnage, et on le brûle. Si le minerai renferme de l'or, les cendres sont colorées en pourpre, et la matière colorante peut être rapidement enlevée par le brome. Il vaut mieux remplacer l'iode par le brome qui agit plus rapidement et plus sûrement que l'iode. On emploie, à cet effet, de 5 à 10 parties de brome et 100 parties d'eau pour 100 parties de minerai pulvérisé et grillé. On fait agir pendant quelques heures en remuant de temps en temps, puis on filtre, on évapore l'excès de brome de la liqueur claire qui est alors essayée par le chlorure d'étain.

**Détermination de l'or dans les solutions diluées.**

M. A. Carnot a montré que la couleur rose produite par la présence de l'arséniate de fer est très sensible et peut être employée pour l'essai colorimétrique de faibles quantités d'or. Il prépare une dissolution neutre de chlorure d'or, de titre connu, et il ajoute lentement quelques gouttes d'acide arsenique. Puis, au bout de quelque temps, il ajoute deux ou trois gouttes d'une dissolution diluée de chlorure de fer et un peu d'acide chlorhydrique. Si la liqueur n'est pas acidulée, il se forme un précipité pourpre floconneux, si elle est trop acide, la réaction manque et on voit tout simplement une légère teinte bleue.

On mélange 100 centimètres cubes de la liqueur avec de l'eau distillée, on ajoute quelques fragments de zinc. Il se produit une couleur qui varie du rose au pourpre selon la quantité d'or présente. La solution est claire, et peut être conservée longtemps sans s'altérer.

Si l'on se trouve en présence de plus d'un milligramme d'or, la couleur devient trop intense pour qu'il soit possible de noter de petites différences, moins de 1/10 de milligramme donne une coloration trop faible.

Les proportions d'or comprises entre ces deux limites peuvent être déterminées par comparaison avec une série de solutions colorées préparées à l'avance.

**Méthodes spéciales.**

1° Essai par voie mixte.

Les minerais complexes peuvent être essayés par la méthode de Cumenge et Fuchs qui consiste à soumettre la substance à une fonte pour matte, en l'additionnant d'un cuivre gris ammoniacal[1]. Tout l'or se trouve ainsi concentré dans un antimonio-sulfure formant au plus

1. Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique.*

le dixième du poids primitif de la matière. Cette matte est additionnée de litharge, puis attaquée par de l'eau régale chlorhydrique. On ajoute un peu d'acide tartrique et on étend la liqueur d'eau bouillante. Tout l'argent se dépose à l'état de chlorure par refroidissement de la liqueur ; on le lave, le sèche, on le fond avec du plomb pour le coupeller. L'or qui reste en dissolution dans la liqueur est précipité par l'acide sulfureux ou l'hyposulfite de soude, coupellé et pesé.

### 2° Essai par amalgamation.

Ce procédé est seulement avantageux quand on veut déterminer la proportion de l'or renfermé dans un minerai, capable d'être extraite par le mercure. L'échantillon, réduit en poudre fine, est additionné d'eau pour former une pâte ; on ajoute du mercure et on fait triturer le tout par un pilon dans un mortier en fer, pendant deux à quatre heures en ajoutant de temps en temps de l'eau ou du mercure, suivant la consistance de la matière qui doit être telle que les globules de mercure ne s'y enfoncent pas, mais s'y réduisent en parcelles extrêmement fines. Une légère quantité d'amalgame de sodium, dissous dans le mercure, préserve ce dernier de la pulvérisation. Le broyage est continué jusqu'à ce que les particules de minerai soient toutes réduites en poudre impalpable. On emploie souvent une machine appelée le mortier, « arrastra », dans laquelle le pilon, en forme de poire, est mis en mouvement à l'aide d'une manivelle, et où l'amalgamation se fait très rapidement.

Quand on juge que l'amalgamation est complète, on ajoute de l'eau en quantité suffisante pour réduire la masse en une mince pulpe, et on continue à tourner pendant quelques minutes pour rassembler le mercure au fond. Le contenu du mortier est alors lavé au pan,

le mercure est rassemblé et distillé, et le résidu, consistant en or, argent et métaux bas, est coupellé et soumis au « départ ».

M. J. M. Merrick indique une méthode analogue pour l'essai des pyrites. Il commence par les réduire en poudre qu'il grille ensuite, puis il additionne de la poussière de marbre pour empêcher la formation d'une croûte, et il amalgame le mélange dans un bac en pierre ou en bois, rassemble le mercure et le distille. Néanmoins bien des pyrites aurifères ne cèdent que très peu de leur or au mercure, après grillage, de sorte que cette méthode n'est pas d'une certitude absolue. Il vaut mieux, pour ces minerais, quand ils sont très pauvres, employer la méthode par chloruration que nous allons décrire maintenant.

### 3° Essai par chloruration.

La méthode par chloruration de Plattner consiste à mettre le minerai, mélangé d'eau, dans une éprouvette cylindrique en verre, de 200 à 250 millimètres de profondeur sur 20 à 30 millimètres de diamètre, et de faire arriver au fond un courant de gaz chlore. Quand l'odeur du chlore se fait sentir au-dessus du minerai, on couvre l'éprouvette, on supprime le courant de gaz et on laisse agir pendant 24 heures. La réaction est alors terminée.

On verse alors sur le minerai de l'eau bouillante, en quantité suffisante pour déplacer tous les sels solubles qui se sont formés, et l'or contenu dans la dissolution est précipité par le sulfate de protoxyde de fer, rassemblé, coupellé et soumis au « départ ».

D'après Balling, cette méthode donne des résultats faux, quand le minerai contient beaucoup d'argent ; dans ce cas, en effet, le chlorure d'argent forme une croûte qui entoure l'or et l'empêche d'être attaqué par

le chlore. Balling recommande d'ajouter du sel marin pour dissoudre le chlorure d'argent, mais, malgré cette addition, des tellures d'or de Nagyag n'ont abandonné par ce procédé que 85 pour 100 de leur argent et 92 pour 100 de leur or.

Un meilleur procédé consiste à mettre le minerai complètement grillé dans une bouteille ordinaire avec assez d'eau pour former une boue mince. Le mélange doit occuper les deux tiers de la bouteille. On ajoute ensuite du chlorure de chaux et une boule en verre mince remplie d'acide sulfurique étendu et on ferme la bouteille avec un bouchon en verre ou en caoutchouc vulcanisé, le liège étant attaqué par le chlore. Puis on agite la bouteille jusqu'à briser la boule en verre, l'acide sulfurique agit sur le chlorure de chaux pour dégager du chlore. On laisse la bouteille pendant quelques heures dans un endroit chaud, de temps en temps on agite de façon à provoquer les réactions. Après huit à douze heures, on ouvre la bouteille, on sépare la liqueur du minerai, et on lave ce dernier pour ajouter les eaux de lavage à la liqueur. On chauffe pour chasser l'excès de chlore, et on précipite l'or par le sulfate de protoxyde de fer. Le précipité est rassemblé, scorifié et coupellé. On peut remplacer le chlorure de chaux et l'acide sulfurique par une solution de brome. La quantité de réactifs pour le dégagement du chlore doit être suffisante pour donner un volume de chlore égal à deux fois la capacité de la bouteille. Quant au brome, une solution au 2/100e suffit pour produire les réactions.

### 4° Essai des pyrites.

a) *Méthode de Schwartz.* — Schwartz conseille la méthode suivante qui facilite l'essai sur une forte quantité de matière. Il fait fondre 100 grammes de

pyrites avec 46gr,6 de limaille de fer, sous une couverte de sel. Le protosulfure de fer ainsi formé est pilé et attaqué par l'acide sulfurique étendu ; l'or reste insoluble. La liqueur est filtrée, le résidu grillé, fondu avec du borax et du plomb granulé, coupellé et traité pour le « départ ». Une simple fusion avec des fondants convenables donne une matte riche qui contient tout l'or.

b) *Méthode de Stapff.* — La pyrite est fondue avec du soufre et un sulfure alcalin, et l'aurosulfite alcalin ainsi formé est dissous par l'eau. L'or est précipité de la liqueur filtrée en acidifiant celle-ci par de l'acide sulfurique ; il est ensuite coupellé et le bouton d'or est traité comme d'habitude.

5° Essai du pourpre de Cassius.

On fait fondre une partie du pourpre de Cassius avec trois parties de carbonate de soude, on laisse refroidir et on fait dissoudre dans l'eau. L'or reste insoluble, on le rassemble sur un filtre et on le coupelle après incinérations.

II.

## Essai des alliages d'or.

*Généralités.* — Les alliages d'or comprennent les lingots de métal précieux, les monnaies, les bijoux, etc.

La méthode universellement employée est celle de la coupellation qui donne des résultats exacts à un dixième près et qui comprend six phases que nous allons successivement décrire.

### Prise de l'échantillon.

A la Monnaie de Paris, on emploie une machine à

percer, consistant en un foret d'acier et un vilebrequin de serrurier. On fore un trou sur la face supérieure et un autre sur la face inférieure du lingot fondu. Les alliages de titre élevé sont ordinairement assez homogènes pour que deux prises d'essai, ainsi faites, soient suffisantes.

Lorsque les lingots sont très riches en argent et contiennent du cuivre, il est bon de se mettre à l'abri des variations de titre, les parties centrales étant plus riches que la surface. Dans ce cas on coupe le lingot en deux parties, au quart de sa longueur; on aplatit au marteau, sur un « tas » de bijoutier, une des deux extrémités fraîchement coupées, et sur la plaque ainsi obtenue on prélève avec le foret, en perçant de part en part et en écartant toujours les premiers copeaux, une série d'échantillons pris à égale distance les uns des autres le long de la tranche.

A la Monnaie de Londres, le contenu des creusets est versé dans des moules, chaque creuset contenant environ neuf barreaux, et on enlève chaque fois un morceau au milieu de l'extrémité du premier et du dernier barreau. L'expérience montre qu'on a ainsi la moyenne de la masse totale.

On peut encore fondre le lingot, bien remuer la masse avec une cuiller en fonte, et la verser dans un creuset en graphite.

### Préparation du culot à coupeller.

Si l'échantillon est une simple prise de lingot, on l'aplatit avec un marteau à face arrondie, pesant environ 5 kilogrammes, jusqu'à le réduire à une épaisseur de $0^{mm},7$ ; puis on enlève du métal soit à la lime soit à la cisaille jusqu'à ce qu'il ne reste plus qu'environ un demi-gramme. Après la pesée, qui se fait sur une balance très sensible, on enveloppe l'échantillon dans une

feuille de plomb très pur, pesant 4 grammes, c'est-à-dire 8 fois le poids de l'alliage, enroulée en forme de cône. Il faut maintenant, pour enlever le cuivre et l'argent que l'or retiendrait, ajouter à l'alliage riche en or un excès du métal attaquable par l'acide nitrique. On emploie l'argent[1].

L'expérience a montré que le cuivre et l'argent sont enlevés s'il y a au moins 2 parties et demie d'argent pour 1 partie d'or. On ajoute 3 parties d'argent pour 1 partie d'or, d'où provient le mot, *inquartation,* par lequel on représente cet essai. L'argent est ajouté sous forme de pièces carrées détachées, au moyen de ciseaux, d'une bande d'épaisseur uniforme, ces pièces pèsent $1^{gr},25$, ou deux fois et demie le poids de l'échantillon.

Il faut avoir eu soin de déterminer à l'avance la proportion d'argent contenu. Dans le cas d'or fin (servant d'échantillon d'épreuve) ou d'or à titre très élevé, on ajoute, au lieu d'argent pur, un alliage d'argent et de cuivre au titre de 966,6. On ajoute de l'argent fin à tout alliage contenant plus de 50 millièmes de cuivre. Il est évident que l'argent ainsi ajouté ne doit pas renfermer trace d'or.

Dans un essai préliminaire on déterminera donc le titre approximatif de l'alliage (d'or et de cuivre) et on ajoutera à la prise d'essai un poids d'argent égal à 2,5 à 3 fois le poids de l'or contenu. On coupellera ensuite l'alliage ainsi formé avec une quantité de plomb variant avec la proportion de métaux bas présents.

Le tableau suivant donne les proportions de plomb recommandés par d'Arcet, Cumenge et Fuchs, et Kandelhardt.

1. Voy. Riche, *l'art de l'essayeur*, Paris, 1888, p. 211 (Bibliothèque des connaissances utiles.)

| OR dans 1,000 parties (le métal bas étant le cuivre) | PROPORTION DE PLOMB employée pour une partie de l'alliage | | |
|---|---|---|---|
| | D'ARCET | CUMENGE ET FUCHS | KANDELHARD |
| 1,000 | 1 | 1 | 8 |
| 900 | 10 | 14 | 16 |
| 800 | 16 | 20 | 20 |
| 700 | 22 | 24 | 24 |
| 600 | 24 | 28 | 24 |
| 500 | 26 | 32-34 | 28 |
| 400 | 34 | 32-34 | 28 |
| 300 | 34 | 32-34 | 32 |
| 200 | 34 | 32-34 | 32 |
| 100 | 34 | 30 | 32 |
| 50 | 34 | 28 | 32 |
| 0 | » | 11 | 32 |

Il faut remarquer que tous les chiffres du tableau ci-dessus donnent la quantité de plomb nécessaire pour l'élimination de tout le cuivre, mais que l'or en retient toujours 2 à 3 millièmes. Il vaut mieux, pour des alliages renfermant beaucoup de cuivre, procéder à deux coupellations successives et ajouter chaque fois une plus petite proportion de plomb que celle mentionnée dans le tableau, de cette façon on arrive à des résultats plus uniformes.

Le tableau ci-dessous donne la proportion de plomb employée par M. F.-W. Bazly, de la Monnaie de Londres, pour coupeller les alliages d'or et de cuivre.

| PROPORTION D'OR p. 1,000 | PROPORTION DE PLOMB pour une partie de l'alliage | PROPORTION DE PLOMB par rapport au cuivre |
|---|---|---|
| 916,6 | 8 | 96 : 1 |
| 866 | 9,15 | 64 : 1 |
| 770 | 14,75 | 64 : 1 |
| 666 | 16 | 48 : 1 |
| 546 | 17,5 | 38 : 1 |
| 333 | 18,0 | 27 : 1 |

M. Bazly ajoute d'abord les deux tiers, et le reste à la fin de l'opération. La quantité d'argent qu'il ajoute est chaque fois égale à 2 fois 1/2 le poids de l'or contenu. De cette façon, il obtient de bons résultats, l'absorption de l'or par la coupelle étant très faible.

### Coupellation.

**Four.** — Le four employé à la Monnaie de Londres a été décrit par le professeur Roberts-Austen[1]. Il se compose d'un cylindre en fer forgé de 3,5 1/2 d'épaisseur, revêtu à l'intérieur de briques réfractaires, et surmonté d'un chapeau en tôle *a* qui le relie à une cheminée de 30 mètres de haut, munie d'une trappe *b* (fig. 65). Sur la face antérieure sont pratiquées cinq ouvertures. L'ouverture *d* communique directement avec le moufle *c* et peut être fermée par une porte en fer. Le moufle est fixé dans une position inclinée, de façon à ce qu'on puisse bien voir toutes les coupelles. On le couvre d'une couche épaisse d'argile réfractaire et de graphite afin d'empêcher le rayonnement. Une brique réfractaire *m* évite une température trop élevée à la partie postérieure du moufle. Le combustible employé à la Monnaie de Londres est exclusivement du coke concassé à la grosseur d'un œuf et soigneusement criblé.

En Amérique, les fours à coupeller sont le plus souvent chauffés au gaz. Les coupelles employées à la Monnaie de Londres sont associées par quatre dans une brique carrée.

**Conduite de l'opération.** — Après avoir chauffé le four avec des fagots et du charbon de bois, puis avec du coke, on couvre la sole de cendres d'os, et on in-

[1] Percy, *Métallurgie*.

troduit les coupelles qu'on fait chauffer pendant vingt minutes avant de les charger, tout en ajoutant du coke et en retirant les cendres des fagots et du charbon de bois introduits au début de l'opération.

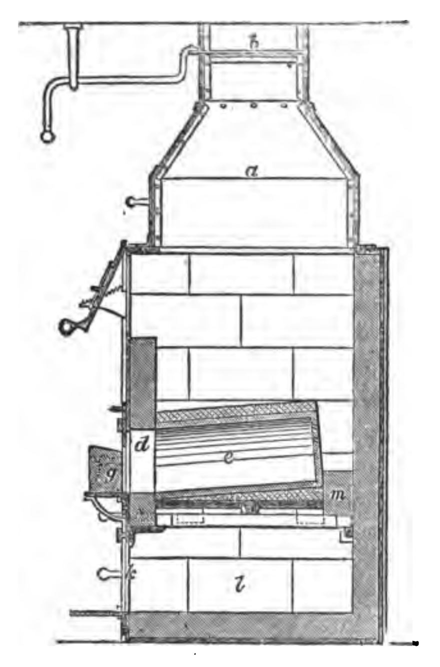



Fig. 65. — Four à coupeller de la Monnaie de Londres.

Au bout de vingt minutes, quand la température est au rouge orange, on introduit par la porte *g* les paquets de plomb avec la pince spéciale dont nous avons déjà parlé. On met cinq minutes pour charger 72 prises d'essai. On ferme l'ouverture *d* et on active l'arrivée de l'air en fermant la trappe. En manœuvrant convenablement cette dernière, on peut d'ailleurs ré-

gler le tirage et le rendre uniforme. On doit s'arranger de façon à ce que l'opération se fasse rapidement et que toutes les coupellations soient terminées en même temps.

Plusieurs phases sont à noter.

Le plomb fond rapidement, mais il reste tout d'abord couvert d'une croûte noirâtre de litharge rapidement absorbée par la coupelle et remplacée par une autre. Au bout de huit à quinze minutes, la masse devient brillante avec quelques bandes noirâtres provenant de pellicules de litharge qui remontent à la surface. Une fois que ces bandes ont complètement disparu, on voit apparaître un globule liquide de teinte verdâtre, puis, au bout de quinze à vingt minutes, les dernières traces de plomb ont été oxydées et absorbées par la coupelle. La coupellation s'achève d'abord dans les coupelles de devant, puis dans celles d'arrière. Le bouton d'or apparaît soudain en jetant une vive lumière. Ce phénomène ne dure qu'un instant et semble de nouveau disparaître. On dit que *l'éclair a passé* et la coupellation est terminée. Ce phénomène est dû, d'après van Riemsdijk, à une solidification après une surfusion. D'après lui, la température de fusion du métal, tombée jusqu'à un certain point, est atteinte quand il se solidifie et le soudain dégagement de la chaleur latente de fusion réchauffe le globule refroidi à son véritable point de fusion, c'est-à-dire à environ 952°, avec un dégagement particulier de lumière qui disparaît quand la température descend à nouveau.

Si l'alliage contient de faibles quantités d'iridium, de rhodium, de rhuténium, d'osmium, c'est-à-dire des métaux du groupe du platine, non malléables et réfractaires à la chaleur et aux acides, la tendance du métal coupellé de les préserver liquides abaisse le

point de fusion, et « l'*éclair* » durant la solidification finale n'a pas lieu. C'est là un moyen de se rendre compte de la présence de ces métaux dans les lingots d'or.

Après l'éclair on rapproche les coupelles de la porte, de manière à ne les refroidir que peu à peu et on ne les retire qu'après solidification complète des boutons. Cette précaution permet d'éviter le *rochage*, qui est susceptible de se produire, dès que l'or est allié à une quantité suffisante d'argent. (On sait qu'on désigne sous le nom de rochage les projections que l'on observe après la coupellation d'un bouton d'argent, lorsqu'on provoque trop rapidement le refroidissement de ce dernier; ces projections sont dues à l'oxygène qu'absorbe l'argent fondu et qui se dégage trop brusquement lorsque le refroidissement du métal précieux n'est pas lentement progressif.) Les boutons sont placés dans les différents compartiments de la « main à cases » pour les peser ultérieurement.

**Température.** — En 1892, on s'est livré à la Monnaie de Londres à une série d'expériences sur la détermination de la température pendant la coupellation. On s'est servi pour cela du pyromètre électrique Le Châtelier, en prenant la précaution de préserver le galvanomètre du rayonnement du four, et en déterminant le zéro de l'échelle à chaque changement d'expérience.

Le moufle avait 38 centimètres de long et 18 centimètres de diamètre ; il était chargé de 72 essais, disposés en douze rangées, distante la première de la douzième de $26^{cm},5$. Pour chaque détermination de température, on plaçait la jonction du couple thermo-électrique à $2^{cm}, 5$ des coupelles. On arrivait ainsi aux chiffres donnés dans le tableau suivant :

| PLACE | TEMPS ÉCOULÉ | TEMPÉRATURE |
|---|---|---|
| | minutes | degrés |
| Milieu de la 1re rangée . . . . | 10.19 | 1140° |
| — 1re — . . . . . | 10.20 | 1130 |
| — 3e — . . . . . | 10.21 | 1230 |
| — 4e — . . . . . | 10.22 | 1210 |
| — 7e — . . . . . | 10.23 | 1440 |
| — 3e — . . . . . | 10.25 | 1200 |
| — 11e — . . . . . | 10.28 | 1400 |
| A droite de la 11e rangée.. . . | 10.29 | 1425 |
| A gauche de la 11e rangée . . | 10.30 | 1400 |
| Au milieu de la 11e — . . . | 10.31 | 1390 |
| — 3e — . . . | 10.32 | 1120 |
| — 7e — . . . | 10.36 | 1280 |

Les prises d'essai avaient été introduites eutre 10',5" et 10',11", la coupellation était complète après 10',23" et les charges étaient sorties au bout de 10',47".

Ces expériences et d'autres encore ont montré que la température s'élevait graduellement en passant de l'avant à l'arrière du moufle. Ces différences de température semblent exercer un effet sur l'absorption du plomb par la coupelle.

**Préparation des boutons pour le départ.**

Cette préparation exige un marteau pesant environ 3 kilogrammes, à face convexe, et une enclume qui doit être tenue très propre et ne doit servir qu'à cet usage là. On commence par donner un lourd coup au centre des boutons, on accroît ainsi son diamètre jusqu'à celui d'une pièce de 20 centimes. Puis on donne deux coups, plus légers, sur les côtés opposés du disque, de façon à l'allonger et lui donner la forme d'une ellipse. On le passe ensuite au laminoir qui le réduit à l'épais-[illegible]r voulue et l'allonge suivant le grand axe de l'ellipse.

On l'enroule ensuite sur lui-même et on le place avec la pincette sur le bord d'une coupelle à l'entrée du moufle pour y être chauffé au rouge sombre. Ce premier recuit a pour effet de ramollir les boutons, tandis qu'un second recuit doit les rendre capables de se laisser enrouler en cornets, entre le pouce et l'index, enroulement qui doit se faire d'une façon telle que la face inférieure forme la surface extérieure. Cette face est facile à reconnaître, elle est moins brillante que l'autre et est marquée par des pellicules laminées de cendres d'or.

**Départ de l'argent.**

Le départ de l'argent s'effectue dans ce qu'on appelle un *matras d'essayeur*, sorte de ballon en verre de forme allongée. L'argent est dissous dans l'acide azotique qui doit être exempt de chlore, d'acides sulfureux et sulfurique.

Le cornet est introduit dans le matras qu'on remplit à moitié par de l'acide azotique bouillant à 1,2 de densité. On continue à faire bouillir pendant 15 à 20 minutes. On ajoute ensuite de l'eau chaude, on décante la solution de nitrate d'argent et on lave le matras à plusieurs reprises avec de l'eau chaude. On réintroduit ensuite de l'acide nitrique bouillant de 1,3 de densité et, pour éviter les soubresauts violents qui pourraient déchirer le cornet, on introduit dans le matras un petit morceau de charbon autour duquel l'ébullition se produit. On décante une seconde fois, on lave à trois reprises différentes avec de l'eau distillée bouillante, de manière à bien entraîner la totalité de l'azotate d'argent.

La figure 66, ci-contre, fait connaître la disposition très pratique et très hygiénique du fourneau des laboratoires d'essais à la Monnaie de Paris. On voit deux

rampes à gaz, dont chacune est munie d'un robinet général, en même temps que chaque bec possède un robinet spécial. Le col des matras pénètre sous une ouverture communicant avec la cheminée du four à

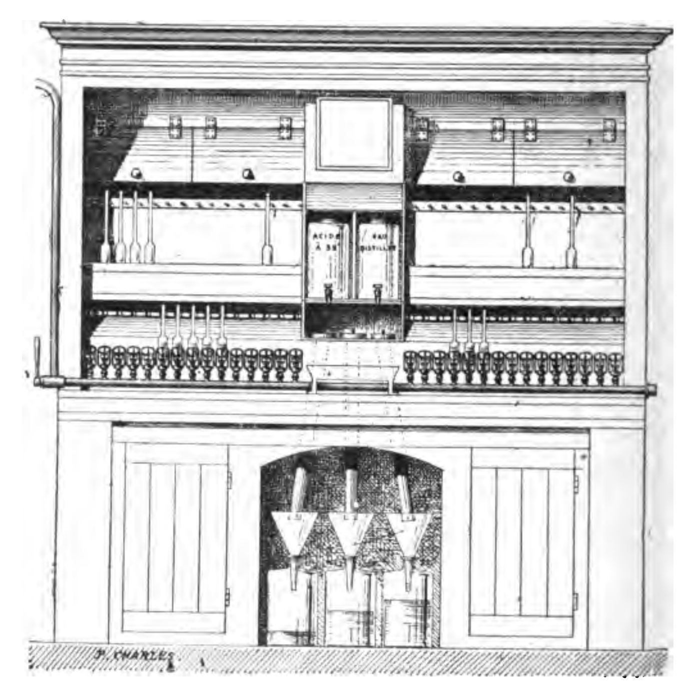


Fig. 66. — Appareil pour les essais d'or de la Monnaie de Paris.

moufle qui donne un tirage très énergique. Les matras sont déposés, une fois remplis d'eau, sur une tablette supérieure, et leur col est également dans la cheminée. La figure 67 montre mieux encore cette disposition. L'acide est dans une théière en porcelaine avec robinet inférieur en platine. L'eau distillée se trouve à la

droite de ce vase. S'il y a des égouttures, elles tombent dans une cuvette plate en porcelaine.

On aperçoit, dans une cavité centrale, trois flacons munis d'entonnoirs, ils communiquent, par un tube de porcelaine, chacun avec un entonnoir plat en porcelaine, portant un grillage en platine.

Dans le premier, on décante l'acide nitrique après la première et la seconde attaque; dans l'entonnoir du milieu, on écoule le troisième acide ; dans le troisième, on verse la première eau.

Un petit tableau d'ardoise, situé dans le haut de la partie centrale, est très commode pour écrire les heures d'ébullition.

On retourne avec lenteur ce matras dans un petit creuset en terre et l'or, qui a conservé la forme du cornet, descend tout doucement. On décante avec précaution la plus grande partie de l'eau contenue dans le creuset, on absorbe le reste avec du papier buvard et on achève de sécher en le chauffant à une douce chaleur. Puis on porte le creuset dans le moufle et on chauffe au rouge afin de donner au cornet plus de solidité.

**Emploi de vases de platine.** — On emploie quelquefois un vase en platine. Dans ce cas on met les cornets dans des creusets en platine, suspendus par un crochet de platine dans le vase en platine, renfermant de l'acide azotique de densité 1,26, chauffé à 90°C. On fait bouillir pendant vingt à trente minutes ; on sort ensuite les creusets, on les lave à l'eau chaude et on les replonge dans de l'acide nitrique bouillant de densité 1,32, où on les laisse séjourner trente à quarante minutes, puis on procède au recuit.

Pour cela, les creusets de platine sont introduits au moufle au moyen de la pince dont nous avons déjà parlé à propos de la coupellation.

On leur fait prendre des mouvements de rotation de façon à égaliser la température de recuit qui doit être aussi élevée qu'il est possible pour la sûreté des cornets.

Les cornets fondent à 1045°C (à la même température que l'or); à cette température le moufle est rouge orange. Si on les recuit à une température basse, ils

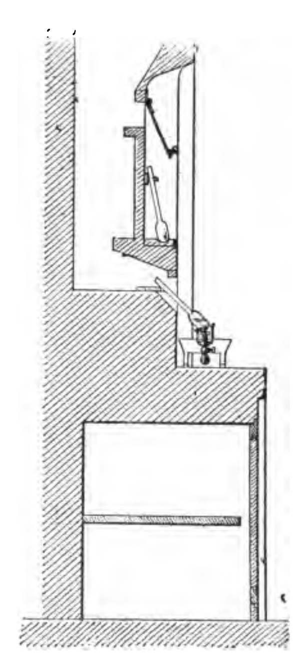


Fig. 67. — Coupe de l'appareil pour les essais d'or.

prennent une texture rugueuse, deviennent fragiles, et peuvent être facilement écrasés entre le pouce et l'index. Dans ces conditions ils adhèrent au platine, et en les détachant il reste toujours quelques fragments incrustés dans les parois des creusets. En les recuisant

convenablement, on les rend, au contraire, polis, brillants et durs, ne se pliant que sous une forte pression.

Dans ces conditions, on peut les détacher aisément du platine.

Comparaison des deux procédés. — L'emploi des vases de platine donne lieu à une grande économie de temps, quant au décantage et au lavage qui se font en une seule fois. La manipulation est plus aisée dans les vases de platine que dans les matras en verre, et le traitement est plus uniforme pour tous les cornets.

D'un autre côté, si un des cornets renferme du platine ou du palladium, il donne à l'acide une coloration jaune ou orangé, mais si ces métaux se trouvent dans plusieurs cornets, il est absolument impossible, à moins d'indications préalables, de dire de quel cornet provient la coloration.

L'emploi des vases de platine réalise une économie d'acide. A la Monnaie de Londres on a effectué 114 essais avec 88 centimètres cubes d'acide, alors que l'usage des matras en verre eût exigé 288 centimètres cubes.

### Pesée des cornets.

On pèse les cornets dans une balance capable d'indiquer des différences d'un quart de milligramme.

On pèse d'abord les « cornets de contrôle », et on rapporte leur excès ou leur déficit moyen à tous les cornets traités avec eux.

Surcharge. — Les cornets ne contiennent pas tout l'or de l'alliage original. Il y a, en effet, perte d'or par volatilisation, par absorption dans la coupelle, et par dissolution dans l'acide.

D'un autre côté, les cornets retiennent toujours un peu d'argent et emprisonnent des gaz. On appelle *surcharge* la somme algébrique de ces gains et pertes. Lorsqu'il arrive que le cornet pèse moins que l'or

primitivement contenu dans la prise d'essai, l'opération est considérée comme mal faite.

**Pertes d'or dans l'essai des alliages.**

Ces pertes proviennent de trois causes :

1° L'absorption par la coupelle ;

2° La volatilisation dans le moufle ;

3° La dissolution dans l'acide.

Les deux dernières causes ont été mises hors de doute par M. G.-H. Makins, qui a trouvé des proportions variables de 1 à 9 pour 100 d'or et d'argent dans les suies d'un grand nombre de fours d'essai ; ce sont surtout les pertes d'argent qui prédominent. Néanmoins ces pertes peuvent être atténuées par l'emploi de culots de plomb exempts de métaux étrangers, de poids modérés, et par un réglage convenable de la température. M. Makins a également montré qu'une proportion notable de l'or se dissolvait dans l'acide azotique, phénomène qu'il attribue à la présence d'acide nitreux ; mais il suppose que dans l'acide azotique faible, où l'acide nitreux se forme en plus forte quantité, cette dissolution de l'or n'a pas lieu, et cela grâce à l'action protectrice exercée par l'argent non dissous qui forme l'élément positif dans le couple or-argent.

M. A.-H. Allen a prouvé que l'or se dissolvait réellement dans l'acide nitrique, sans doute à l'état d'oxyde, et restait dissous même après que l'acide a été dilué.

Selon Bruno Kerl, un alliage qui demande de quatre à huit fois son poids de plomb pour la coupellation subit une perte qui peut atteindre la proportion d'un millième de l'or ; s'il exige de seize à trente-deux fois son poids de plomb, la perte en or peut s'élever à 2 millièmes.

De nombreuses expériences faites à la Monnaie de Londres ont montré qu'un lingot d'or au titre de 916,6 subissait une perte de 0,4 à 0,8 pour 1,000,

dont environ 82 pour 100 étaient dus à l'absorption par la coupelle, 8 pour 100 à la dissolution dans l'acide nitrique, et le reste probablement à la volatilisation.

Ces pertes varient cependant d'une façon considérable suivant la température de la coupellation et la durée de l'ébullition de l'acide dissolvant. Elles augmentent également avec la proportion de cuivre présent dans l'alliage.

Voici les « surcharges » trouvées par Pelouze et Frémy qui ont opéré sur des alliages de titres variables préparés spécialement :

| TITRE DE L'ALLIAGE | SURCHARGE |
|---|---|
| 900 | + 0.25 |
| 800 | + 0.50 |
| 700 | 0.00 |
| 600 | 0 00 |
| 500 | — 0.50 |
| 400 | — 0.50 |
| 300 | — 0.50 |
| 200 | — 0.50 |
| 100 | — 0.50 |

La « surcharge » élevée que donne l'alliage au titre de 800 est difficile à expliquer.

Des essais faits à la Monnaie de Londres ont également montré cette augmentation de la perte en or avec la proportion de cuivre.

| TITRE DE L'ALLIAGE | PROPORTION DE PLOMB employé POUR LA COUPELLATION | PERTE PAR 1,000 D'OR PUR |
|---|---|---|
| 916.6 | 8 | 0.63 |
| 900 | 8 | 0.65 |
| 800 | 8 | 1. » |
| 666.6 | 16 | 1.20 |
| 546 | 17.5 | 2.20 |
| 333.3 | 18 | 9.30 |

L'influence de la température du four a été mise hors de doute par le professeur Roberts-Austen, ainsi que l'indique le tableau suivant :

| TEMPÉRATURE DU FOUR | COMPOSITION DE L'ALLIAGE | SURCHARGE |
|---|---|---|
| Légèrement plus faible que la 1re usuelle.. | Or. . 916,7 | +0.05 |
| Température usuelle de la coupellation. . | Cuivre 83,3 | —0.10 |
| Légèrement plus élevée que la 1re usuelle. | | -0.37 |

D'après Rössler, la perte en or dans la coupellation augmente avec la quantité de plomb employée, et diminue quand la proportion d'argent augmente.

### Argent retenu dans les cornets.

On a trouvé qu'après la première ébullition dans l'acide nitrique il restait en moyenne 2,5 pour 1,000 d'argent dans le cornet.

Dans les conditions normales avec une surcharge de 0,2 à 0,3, l'argent qui reste s'élève de 0,8 à 0,9, et ce résidu n'est pas facile à éliminer. Si on fait bouillir l'acide jusqu'à ce qu'il ait atteint son plus fort pouvoir dissolvant, on se heurte à des pertes d'or qui atteignent jusqu'à 0,5 pour 1,000, alors que la proportion d'argent qui reste tombe rarement au-dessous de 0,6.

La quantité d'argent retenue dans les cornets varie avec le rapport de l'argent à l'or. Ainsi on a vu des échantillons renfermant de l'argent et de l'or dans les rapports de 2,47 à 1 et 2,40 à 1 produire des cornets contenant respectivement 0,6 et 0,7 pour 1,000 d'argent.

**Gaz emprisonnés.** — Graham a montré que les cornets retenaient deux fois leur volume de gaz, principalement de l'oxyde de carbone, ce qui fait en poids deux dix-millièmes.

D'après Varrentrapp, cette proportion de gaz varie avec la température à laquelle se fait le recuit.

**Échantillons d'or de contrôle.**

Il est utile de soumettre des échantillons de composition connue à l'avance, aux mêmes opérations que les alliages à examiner. Mais, comme il est impossible de garantir que la composition d'un alliage est identique de part en part, on se sert d'or pur et on ajoute une quantité correspondante de cuivre pur de façon à rendre les essais absolument comparables entre eux. Voici alors comment on corrige les résultats :

Soit 1,000 le nombre qui représente le poids de l'alliage,

$p$ le poids de l'or finalement obtenu,

$x$ le poids réel de l'or contenu dans l'alliage,

$a$ le poids de l'or pur pris comme or de contrôle ($a$ étant approximativement égal à $x$),

$b$ la surcharge, c'est-à-dire la perte ou le gain de poids de $a$ ($x$ et $a$ sont exprimés en millièmes).

Alors la perte ou le gain correspondant au poids,

$$x = \frac{b+x}{a} \text{ et}$$

$$p = x \pm \frac{b\,x}{a} \text{ ou}$$

$$x = \frac{p\,a}{a \pm b}$$

Exemple :

$$\text{Si } p = 916{,}7 \text{ millièmes}$$
$$a = 10.00$$
$$b = 0.3 \ \ldots \text{ gain,}$$

$$\text{c'est-à-dire } + \ x = \frac{916{,}7 \times 1{,}000}{1{,}000 + 0{,}3} = 916{,}424$$

ce qui fait approximativement 916,424

De là, on peut déduire la règle approchée suivante : s'il y a augmentation de poids de la part des échantillons de contrôle, il faut retrancher cette augmentation du poids de chacun des cornets; si, au contraire, il y a diminution, il faut l'ajouter.

### Limites d'exactitude dans l'essai des alliages.

Des erreurs proviennent souvent du manque de soin dans la pesée. En employant une balance analogue à celle que nous avons déjà décrite, on peut arriver, toutes les opérations ayant été soigneusement conduites, soit qu'on ait affaire à des alliages d'or et de cuivre, ou à d'autres renfermant des impuretés, tels que du plomb, du bismuth, du zinc, de l'antimoine, etc., on peut arriver, en prenant la moyenne de trois résultats concordants, à une exactitude relative dont l'erreur ne dépasse pas 0,02 pour 1,000.

### Emploi de l'acide sulfurique pour le départ.

Beaucoup d'essayeurs recommandent pour le départ l'emploi de l'acide sulfurique à 66° Beaumé, et cela parce que cet acide, contrairement à l'acide azotique, ne dissout pas l'or. Néanmoins, l'usage de l'acide sulfurique présente plusieurs inconvénients : d'abord, le plomb et le platine restent insolubles, ensuite, l'ébullition de cet acide donne lieu à de violents chocs, enfin, le sulfate d'argent n'est pas très soluble dans l'eau et il faut, par conséquent, laver à l'acide sulfurique dilué. Mais d'un autre côté, il reste moins d'argent insoluble dans les cornets qu'avec l'acide nitrique si la proportion d'or et d'argent est comprise entre 1: 2 et 1: 3.

### Essai préliminaire.

Lorsque la composition d'un alliage est entièrement

inconnue, il est indispensable d'avoir recours à un essai préliminaire pour se rendre compte de la quantité d'argent, de cuivre et de plomb à ajouter. Pour cela, on se sert de la *pierre de touche* et on se guide sur la couleur et la dureté de l'alliage ; ou bien on en coupelle 1 gramme avec 35 grammes d'argent et 18 grammes de plomb, et on procède au départ dans un matras. Quand il y a absence d'argent ou très peu de ce métal, une simple coupellation faite avec soin avec du plomb donne, d'après Frémy, des résultats exacts à trois millièmes près.

**Essai de l'or par l'emploi du oadmium.**

Balling a montré qu'à l'argent on pouvait substituer le cadmium. On met 1/2 gramme de l'alliage à essayer dans un creuset en porcelaine dans lequel on a fait fondre un peu de cyanure de potassium afin de préserver le métal du contact de l'air. On ajoute ensuite un poids de cadmium égal à 2 fois 1/2 celui de l'or. S'il y a présence d'argent, la totalité du poids de l'argent et du poids de cadmium à ajouter doit être égale à 2 fois 1/2 celui de l'or. Le tout est fondu et refroidi, puis plongé dans de l'eau chaude afin de nettoyer le bouton qui est ensuite soumis au « départ » dans l'acide nitrique, desséché et pesé. S'il y a de l'argent on peut le doser à l'état de chlorure précipité dans la solution acide. Par cette méthode on évite entièrement les pertes d'argent inhérentes à la coupellation.

Récemment, Güptner a recommandé une méthode analogue où le cadmium est remplacé par le zinc.

**Alliages d'or, d'argent et de cuivre.**

On prélève une prise d'essai sur l'alliage et on coupelle avec la quantité de plomb nécessaire pour éliminer le cuivre.

On pèse le bouton obtenu, et la perte de poids de l'alliage fait connaître le poids du cuivre. On détermine ensuite le poids de l'argent par le procédé du départ, et le bouton final donne le poids de l'or.

La coupellation pour l'élimination du cuivre exige moins de plomb que les quantités données dans le 1er tableau de ce chapitre. S'il y a peu d'or, la moitié des quantités d'or exprimées dans ce tableau suffit ; au fur et à mesure que le poids de l'or augmente, il faut augmenter la proportion de plomb. La température de cette coupellation doit également être plus basse. Il faut également se servir d'échantillon de contrôle comme dans la coupellation décrite.

Si la proportion d'or n'atteint pas 30 pour 100, on peut traiter l'alliage par l'opération du « départ » sans coupellation, et déterminer le poids de l'argent en le dosant à l'état de chlorure.

### Influence de la présence d'autres métaux dans l'essai des lingots d'or.

En général, s'il se forme une scorie grâce à la présence de grandes quantités d'antimoine, d'arsenic, de cobalt, de nickel, de fer, d'étain, de zinc ou d'aluminium, elle entraîne une perte d'or. La présence du mercure provoque des pertes d'or par volatilisation. Le tellure se manifeste par la présence de petits chapelets d'or, dispersés à la surface de la coupelle. Dans ce cas, il vaut mieux traiter l'alliage par voie humide.

Les métaux du groupe du platine restent insolubles dans l'acide et empêchent la dissolution de l'argent et rendent par conséquent l'essai irréalisable. Nous verrons plus loin le genre de traitement à employer dans ce cas.

Le tableau ci-dessous indique l'influence sur la surcharge de l'addition de différents métaux :

| MÉTAL ADDITIONNÉ | AUCUN | Sb 50 parties | Zn 70 parties | Te 33 parties | Fe 50 parties | Ni 50 parties |
|---|---|---|---|---|---|---|
| Surcharge. . . | +0,42 | +0,28 | +0,35 | +0,02 | +0,22 | +0,22 |
| | +0,44 | +0,28 | 0,38 | 0,12 | 0,32 | 0,25 |
| | +0,38 | » | » | » | » | » |

Ces différences indiquent la nécessité d'employer des échantillons de contrôle spéciaux contenant ces métaux si ceux-ci se rencontrent dans les alliages à essayer.

Il est quelquefois impossible d'appliquer la méthode ordinaire à des alliages d'or de bas titre renfermant d'autres métaux. On a alors recours à de nouvelles méthodes suivant lesquelles on classe ces alliages en quatre catégories :

*a.* — Alliages exigeant une scorification;

*b.* — Amalgames ;

*c.* — Alliages contenant des métaux du groupe du platine ;

*d.* — Composés tellurés.

### *a.* — Scorification des alliages.

**Arsenic** *ou* **antimoine.** — Les alliages qui renferment de l'arsenic ou de l'antimoine sont réduits en poudre et scorifiés avec trente parties de plomb et la moitié de leur poids de borax. Si le mélange devient pâteux vers la fin de l'opération, on rajoute du borax. Si le culot de plomb obtenu est dur, il faut procéder à une seconde scorification avec addition de plus de plomb.

Dans cette opération il y a une forte perte d'or par volatilisation ; il est préférable d'employer l'analyse par voie humide.

**Fer** *ou* **manganèse.** — Ces alliages sont très difficiles

à traiter par voie sèche, étant donné qu'ils fondent très difficilement et à une température plus élevée que l'or pur, et que les oxydes de fer ne forment pas aisément des composés fusibles avec la litharge.

Il faut donc, pour la scorification de ces alliages, une température très élevée et de grandes quantités de plomb et de borax, généralement dix parties de plomb et une de borax.

**Cobalt** *et* **nickel.** — Pour scorifier ces alliages, on emploie vingt parties de plomb. Afin de ne pas empêcher l'oxydation du nickel on n'ajoute le borax (deux parties) qu'après avoir chauffé à une haute température.

Il faut, pour oxyder le nickel et le cobalt, procéder à plusieurs scorifications successives.

**Zinc.** — Le zinc ne forme pas de mélange fusible avec la litharge, à moins d'ajouter une très forte quantité de borax. Il y a pertes d'or par volatilisation ; mais ces pertes peuvent être atténuées en scorifiant le zinc le plus possible. On emploie 15 à 20 parties de plomb et deux à trois parties de borax qu'on ajoute peu à peu jusqu'à avoir une scorie fluide.

**Etain.** — L'oxyde d'étain se forme rapidement mais la scorie n'est pas bien fusible. Il faut vingt parties de plomb et une forte quantité de borax et de potasse qui forme un stannate fusible avec $SnO^2$.

**Aluminium.** — Les alliages d'or qui renferment de l'aluminium ne peuvent pas être essayés par scorification et coupellation. En effet, dès que la fusion commence à se faire, l'aluminium, par suite de sa faible densité, monte à la surface du bain, se transforme en alumine qui forme un excès de scorie infusible, très difficile à éliminer par la litharge.

M. Matthey recommande la méthode suivante : fondre des échantillons de 12 grammes avec de la litharge en

présence d'un flux de carbonate de potasse et de borax et d'une petite quantité de charbon de bois en poudre. Refondre la scorie obtenue avec une petite quantité de litharge et de charbon de bois pulvérisé. Le culot de plomb qui contient tout l'or (l'aluminium s'étant combiné avec le carbonate de potasse et le borax) est coupellé et le bouton d'or obtenu est coupellé avec de l'argent et traité ensuite par l'acide nitrique à la façon ordinaire. Il faut avoir soin d'accompagner l'essai d'échantillons de contrôle d'or fin et d'aluminium pur.

Dans la plupart des cas, il vaut mieux cependant traiter les alliages d'or renfermant de l'aluminium par la méthode de la voie humide dont nous parlerons plus loin.

### *b.* — Amalgames.

On place l'alliage dans un creuset en porcelaine, pesé à l'avance, et on chauffe graduellement de façon à chasser le mercure. Quand la plus grande partie du mercure est partie, on chauffe au rouge vif et on maintient à cette température pendant une demi-heure. De cette façon on arrive à ne plus laisser que 0,1 pour 100 de mercure qu'on chasse alors complètement par une coupellation et un « départ ». La perte en or dans ce procédé s'élève à 1 pour 1000.

### *c.* — Alliages d'or contenant les métaux du groupe du platine.

Pour ces alliages, la coupellation doit se faire à une température bien plus élevée qu'à l'ordinaire, les bandes irisées, quoique en plus faible quantité, durent également plus longtemps.

#### 1° *Alliages d'or et de platine.*

Si l'alliage contient plus de 7 à 8 pour 100 de platine, la coupellation se fait lentement, l'*éclair* ne s'ob-

tient qu'à très haute température et le bouton apparaît aplati, de surface rugueuse, cristalline et de couleur grise.

Avec plus de 10 pour 100 de platine, ces traits sont beaucoup moins nets.

Pour le « départ » le platine est dissous avec l'argent s'il n'y a pas plus de 10 pour 100 dans l'alliage, mais il faut faire bouillir longtemps et le départ est moins complet que dans le cas d'un simple bouton d'or et d'argent, les cornets retenant de 0,05 à 0,04 pour 100 du platine.

On procède alors à une seconde opération pour le départ de cette proportion de platine.

S'il y a plus de 10 pour 100 de platine, on ajoute de l'or pur et on répète plusieurs fois l'inquartation et le départ.

D'après M. A. Stansfield, il est impossible de débarrasser le bouton de tout le plomb à la température du moufle.

Il est nécessaire pour cela d'avoir recours au chalumeau oxhydrique.

Si le départ est fait dans l'acide sulfurique concentré au lieu de l'acide nitrique, presque tout le platine reste insoluble avec l'or.

Chaudet recommande les proportions suivantes d'argent :

| RAPPORT DU PLATINE A L'OR | PROPORTION DE L'ARGENT A L'ENSEMBLE DE L'OR ET DU PLATINE |
|---|---|
| Moins de 1 à 10. . . . | 2 à 1 |
| — 1 à 10. . . . | 1.5 à 1 |
| Plus de 10 à 1. . . . | 1.25 à 1 |

On voit, d'après ce tableau, que la quantité d'argent

diminue quand la proportion de platine augmente. Ceci tient, d'après Chaudet et Haindl, à ce que de grandes quantités de platine sont dissoutes et que l'erreur qui en provient est corrigée par une certaine quantité d'argent qui est restée insoluble dans le cornet.

Les pertes de platine sont très irrégulières, de là la défectuosité de la méthode.

Cette irrégularité tient sans doute au manque d'homogénéité des boutons, étant donné que les alliages d'or et de platine présentent un grand nombre de liquations.

Si l'on substitue à l'argent du zinc ou du cadmium, le platine n'est pas dissous dans l'acide nitrique.

Voici le procédé que recommande M. Mathey pour les alliages de 900 parties de platine et 100 parties d'or. Il traite 3 grammes de l'alliage par un excès d'eau régale qui dissout peu à peu le tout. Il évapore presque à sec afin de chasser l'acide libre et dilue avec de l'eau à 20°, température que l'expérience a montrée comme étant la plus convenable pour la précipitation de l'or. L'or métallique est ensuite précipité par l'acide oxalique, soigneusement lavé, séché et pesé.

### 2° *Alliages d'or et de palladium.*

Le palladium est dissous dans l'opération du départ si le poids de l'argent est au moins égal à trois fois celui de l'or, il donne à la solution une coloration jaune orangé.

On peut effectuer le départ en fondant avec six à huit parties de bisulfate de potasse et en dissolvant dans l'eau chaude le précipité brun de sulfate de palladium.

On peut encore opérer comme avec le platine, c'est-à-dire dissoudre l'alliage d'or et de palladium dans

l'eau régale, évaporer à sec, reprendre par l'eau et précipiter l'or par l'acide oxalique en solution très diluée. Le palladium reste dans la liqueur.

3° *Alliages d'or, de rhodium et d'iridium.*

L'iridium qui est très dense — son poids spécifique est 21,38 — se rassemble toujours au fond du bouton coupellé, mais généralement il ne fond pas à la température du moufle et se présente sous forme de pellicules noires. Il s'ensuit que lorsque le bouton laminé est enroulé en cornet, la face inférieure en dehors, l'iridium se présente sous forme de taches ou de raies noires qui, regardées à la loupe, semblent combler les dépressions de la surface.

Ces deux métaux sont tous deux à peu près insolubles dans l'eau régale. Si on traite au « départ » un alliage d'or les renfermant, seule, une faible quantité de rhodium passe dans la solution avec l'argent. Le résidu renfermant l'or, l'iridium et la plus grande partie du rhodium peut alors être attaqué par l'eau régale étendue, lorsque l'or est dissous en même temps que quelques traces des autres métaux. Ceux-ci peuvent être séparés en évaporant la solution à sec, en chauffant au rouge sombre et en produisant ainsi la dissolution complète de l'or.

D'après Hennin, on peut séparer l'iridium de l'or en fondant l'alliage avec un flux; voici d'ailleurs la composition du mélange :

| | | |
|---|---|---|
| Alliage d'or et d'iridium | 0 gr | 80 |
| Arséniate de soude | 0 | 20 |
| Flux noir | 1 | 20 |
| Flux ordinaire, consistant en borax, crème de tartre, charbon de bois et litharge | 1 | 30 |

L'iridium forme un speiss avec le fer et l'arsenic et

le culot de plomb formé au fond de la masse renferme tout l'or.

*d.* — Alliages d'or et de tellure.

On dissout l'alliage dans l'eau régale fortement chlorhydrique en chauffant jusqu'à disparition des vapeurs de chlore, puis on précipite les deux métaux par un courant d'acide sulfureux. Le précipité, lavé, est traité par l'acide nitrique qui dissout le tellure à l'état d'acide tellureux et laisse un résidu uniquement composé d'or qu'on sèche et qu'on pèse.

On peut s'assurer de sa pureté par une inquartation et un départ.

**Méthodes par voie humide pour l'analyse des alliages d'or.**

La voie humide conduit dans la plupart des cas à un dosage très exact du métal précieux.

On prend généralement 5 grammes de l'alliage, ou 10 grammes si on a affaire à de l'or presque pur. En général, le résidu, après l'action prolongée de l'acide azotique ou sulfurique, n'est pas assez pur pour peser l'or et il est nécessaire d'avoir recours à l'eau régale. L'or peut être précipité de sa dissolution, soit par le sulfate de protoxyde de fer, par l'acide sulfureux, l'acide oxalique, l'hydrogène sulfuré, le sulfhydrate d'ammoniaque suivi de l'addition d'acide chlorhydrique. Il faut s'entourer des précautions suivantes :

L'acide azotique doit toujours être chassé de la dissolution en chauffant et en ajoutant de l'acide chlorhydrique. Il faut avoir soin, pour éviter des pertes d'or à l'état de chlorure, de ne pas chauffer trop fort.

Le sulfate ferreux et l'acide sulfureux agissent très bien dans des solutions fortement chlorhydriques ; au contraire, l'acide oxalique, l'hydrogène sulfuré et le sulfhydrate ammoniaque demandent des solutions chlorhydriques faibles.

Le *sulfate de fer* donne un précipité très divisé, difficile à laver par décantation sans perte d'or; la précipitation se fait lentement en solution froide.

L'*acide oxalique* donne des paillettes faciles à laver et qui sont très pures. Il agit mieux en liqueur bouillante, mais une température de 80° C maintenue pendant 48 heures est suffisante. L'acide oxalique est employé pour des solutions contenant des métaux du groupe du platine qui ne sont pas entraînés dans la précipitation.

Les oxalates alcalins agissent mieux que l'acide libre.

L'*acide sulfureux* est un excellent précipitant pour les solutions dont tous les métaux, sauf l'or, ont été éliminés. Il agit rapidement et à froid.

L'*hydrogène sulfuré* est employé quand il y a absence de tous les autres métaux dont les sulfures sont insolubles dans l'acide chlorhydrique.

Pour plus de détails des méthodes par voie humide, nous renvoyons à l'ouvrage de Cumenge et Fuchs [1] et à l'Analyse chimique de Frésénius.

### Autres méthodes d'essais des alliages d'or.

A côté des méthodes que nous venons de décrire, il est indispensable d'en citer quelques autres d'un usage très pratique et qui sont :

*a*. — Essai à la pierre de touche;
*b*. — Essai colorimétrique;
*c*. — Détermination du titre par la densité;
*d*. — Essai par le spectroscope;
*e*. — Essai par électrolyse;
*f*. — Essai au moyen de la balance d'induction.

1. Cumenge et Fuchs, *Encyclopédie chimique* de Fremy. Paris, Dunod.

*a.* — Essai à la pierre de touche.

Cet essai repose sur la comparaison des traces que laisse sur une pierre de touche d'une part le métal à essayer et d'autre part, des alliages de titres connus, ainsi que sur la comparaison des réactions données par ces traces métalliques avec l'eau régale.

La pierre de touche consiste en une pierre de Lydie ou en bois silicifié.

Voici deux analyses de pierre de touche de bonne qualité du Bureau de Garantie de Paris.

D'après Vauquelin :

| | |
|---|---|
| Eau | 2,500 |
| $SiO^2$ | 85,000 |
| $Al^2O^3$ | 2,000 |
| CaO | 1,000 |
| C | 2,700 |
| S | 0,600 |
| Fe | 1,700 |
| Perte | 4,500 |

D'après E. Dumas :

| | | |
|---|---|---|
| $SiO^2$ | | 84,40 |
| $Al^2O^3$ | | 5,25 |
| $Fe^2O^3$ | | 1,15 |
| CaO | | 0,43 |
| MgO | | 0,13 |
| Ko | | 0,69 |
| NaO | | 1,70 |
| LiO | | traces |
| $PhO^5$ | | 0,05 |
| S | | 0,60 |
| Ho | | 0,70 |
| Matières organiques | Az | 0,19 |
| | H | 0,09 |
| | C | 4,37 |
| Perte | | 0,25 |

La dernière est du bois silicifié.

Les toucheaux employés au Bureau de Garantie sont

des lames étroites de laiton, de 10 centimètres de long et 1 centimètre de large, munies, à une de leurs extrémités, de lames d'alliages de titre connu, et réunies par une goupille à l'autre extrémité.

Seuls, les alliages d'or et de cuivre ou d'or et d'argent peuvent être essayés à la pierre de touche. L'essai est très sensible pour les titres au-dessous de 750 millièmes. Entre 700 et 800 millièmes il peut donner un résultat exact à 5/1000 près.

La façon d'opérer avec la pierre de touche se trouve décrite avec détail dans Cumenge et Fuchs.

### *b.* — Détermination du titre par la couleur et la dureté.

La couleur et la dureté donnent une indication de la composition de l'alliage or-cuivre. On compare les boutons à une série de boutons de titre connu et préparés à l'avance par synthèse.

Cette méthode est d'une sensibilité médiocre.

### *c.* — Détermination du titre par la densité.

Le professeur Roberts-Austen a montré, en 1876, que la densité d'un alliage est approximativement égale à celle obtenue en prenant la moyenne des densités des métaux alliés, en supposant que les métaux s'allient sans contraction ni dilatation. Il a préparé par synthèse des alliages dont le titre variait de 800 à 1000. Il les a examinés sous forme de disques comprimés entre des coins gravés, à la même pression que la monnaie, précaution indispensable, étant donné que l'écrouissage fait varier considérablement la densité de l'or et du cuivre. Il a trouvé que jusqu'au titre de 860 millièmes l'alliage se comportait à 1/10000 près comme un mélange des deux métaux.

Le tableau suivant donne la série des densités

réelles comparée à celle des densités calculées par le moyen décrit :

| TITRE | DENSITÉ TROUVÉE | DENSITÉ CALCULÉE |
|---|---|---|
| 1.000 | 19,320 | 19,320 |
| 980 | 18,830 | 18,835 |
| 968 | 18,850 | 18,850 |
| 958 | 18,356 | 18,360 |
| 948 | 18,117 | 18,137 |
| 938 | 17,934 | 17,930 |
| 932 | 17,791 | 17,795 |
| 922 | 17,568 | 17,608 |
| 900 | 17,165 | 17,175 |
| 880 | 16,806 | 16,804 |
| 861 | 16,483 | 16,463 |

Ce tableau permet d'évaluer rapidement le titre d'un lot de monnaies d'or à l'aide de leur densité.

*d.* — Essai par l'emploi du spectroscope.

L'emploi du spectroscope pour l'essai des alliages d'or et de cuivre a été introduit par Lockyer et Roberts-Austen.

Le spectre donné par l'or pur est altéré par les additions successives de cuivre au point de révéler la présence de deux à trois dixièmes de ce métal. Mais la quantité de métal volatilisé est si faible qu'on ne peut pas conclure à la composition moyenne de l'alliage qui n'est jamais parfaitement homogène.

On dissout la matière aurifère dans l'eau régale ; on chasse l'acide nitrique et on fait éclater l'étincelle électrique à la surface de la liqueur. On peut aussi porter une goutte de la solution dans la flamme d'un bec de Bunsen et examiner celle-ci au microscope.

Dans l'étincelle d'induction on obtient un spectre à

raies étroites contenant des bandes nébuleuses et des raies un peu nébuleuses qui s'observent très distinctement à la flamme du bec Bunsen.

La méthode est souvent employée quand on a affaire à des minerais complexes.

M. Capel a montré que $\frac{1}{1.000}$ de milligrammes d'or peut être décelé au spectroscope si l'on fait passer l'étincelle électrique à travers une dissolution faible du métal pur. Mais si l'on opère sur une dissolution d'un alliage de 708 d'argent, 254 de cuivre et 38 d'or, on ne voit que les spectres du cuivre et de l'argent.

Un alliage d'or et de cuivre contenant 200 à 250 parties d'or donne pour l'or un spectre à peine visible. Au contraire, quand il n'y a que 0,01 pour cent de cuivre, ce métal donne un spectre parfaitement visible.

Cette méthode tire surtout son utilité de ce qu'elle peut révéler la présence dans les composés aurifères d'un métal qu'on ne cherchait pas et qui avait échappé aux procédés chimiques ordinaires.

*e.* — Essai par électrolyse.

Les dissolutions renfermant de l'or peuvent être facilement décomposées par de faibles courants. C'est ainsi qu'une force électro-motrice de 1 volt suffit pour décomposer le chlorure d'or, et permet de séparer de petites quantités d'or dans des dissolutions de chlorures, contenant les métaux qui dégagent plus de chaleur en se combinant avec le chlore, tels que le cuivre, le plomb, le fer, etc.

On peut employer l'appareil Riche usité pour l'électrolyse du cuivre[1]. Cependant il faut s'entourer de quelques précautions toutes spéciales : 1° remplacer le pôle positif en platine par une tige de charbon de

1. Voyez Riche, *L'art de l'Essayeur*, Paris, 1888, p. 285.

cornue — le platine serait, en effet, attaqué par le chlore dégagé dans l'électrolyse ; 2° couvrir le pôle négatif (cône de platine) d'une mince couche d'argent ou de cuivre afin de pouvoir détacher facilement l'or ; 3° éviter un excès d'acide chlorhydrique et aciduler légèrement la liqueur par quelques gouttes d'acide sulfurique.

L'électrolyse se fait dans un vase chauffé au bain-marie à 50° ; température indispensable pour que le dépôt d'or soit adhérent. Il suffit d'un seul élément Bunsen. Le dépôt d'or n'est pas pesé sur le cône de platine à cause de la dissolution possible d'une partie de la couche d'argent ou de cuivre, et du dépôt avec l'or des autres métaux précieux de la liqueur. On détache donc l'or du cône en lavant ce dernier à l'acide nitrique, on recueille le précipité et on le pèse en s'entourant de précautions ordinaires.

*f*. — Essai par l'emploi de la balance d'induction.

L'emploi de la balance d'induction pour la détermination du titre d'un alliage d'or repose sur le fait suivant :

L'équilibre de deux courants d'induction, rapidement intermittents, d'égale force, entrant dans deux tubes reliés par un fil, est troublé par la présence d'un métal dans l'un des tubes, trouble qui est rendu manifeste par un téléphone. On peut rétablir l'équilibre et réduire le téléphone au silence en introduisant une masse identique de métal dans l'autre tube, et il est prouvé que des volumes de métaux ou d'alliages différents produisent des effets différents. Quand on essaye des alliages d'or et de cuivre, on maintient la balance par une tige graduée de zinc qu'on déplace dans l'un des tubes.

Cette méthode cependant n'est pas employée pour

des alliages de composition peu différente, ainsi que le montre le tableau suivant :

| TITRE DE L'ALLIAGE | LECTURE SUR LA TIGE DE ZINC | TITRE DE L'ALLIAGE | LECTURE SUR LA TIGE DE ZINC |
|---|---|---|---|
| 1.000 | 200 | 913,7 | 66 |
| 990 9 | 138 | 911,8 | 66 |
| 950.8 | 78 | 901,3 | 65 |
| 925 | 70 | 878 | 64 |
| 920.3 | 69 | 859,2 | 62 |
| 918.1 | 67 | 709,2 | 60 |
| 916.3 | 66 | | |

Les indications de cet instrument que par différentes dispositions on peut rendre très sensibles ne sont pas absolument dignes de foi, étant donné qu'elles sont influencées par la présence de traces d'impuretés dans les alliages et même par leurs conditions physiques d'où dépend la résistance électrique.

Cette méthode, tout au plus bonne à distinguer les pièces fausses des autres, n'est pas employée en pratique.

FIN.

---

## ERRATA.

Page 16. Rectifiez ainsi le tableau du point de fusion des métaux :

| | |
|---|---|
| Platine. . . . . . . . . . . . | 1775 |
| Cuivre. . . . . . . . . . . . | 1045 |
| Or.. . . . . . . . . . . . . . | 1037 |
| Argent. . . . . . . . . . . . | 950 |

Page 59, ligne 17, au lieu de : venue huromenire, *lisez* venue huronienne.

TABLE DES MATIÈRES.

# TABLE DES MATIÈRES

IV. — APPLICATIONS DE L'OR.

FIN DE LA TABLE DES MATIÈRES.

CHARTRES. — IMPRIMERIE DURAND, RUE FULBERT.

49

356

